E 1433

KAT

338

2129

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI

1

1958

ASIT

Ianuarie
1958
Anul IX
Nr. 1

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R. AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATARILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. V. **POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

SUMAR

BODAY GABOR: **Cauzele tehnice ale fărîmițării cărbunilor și consecințele ei economice** . . . . . **pag. 3—14**

PIGUI ION: **Considerații asupra pericolului prafului în atmosfera locurilor de muncă din industria extractivă** . . . . **pag. 15—30**

PĂTRAȘCU M: **Studiul mineralogic al rocilor din bazinul de cărbuni al Văii Jiului și importanța lui pentru lupta împotriva silicozei** . **pag. 30—36**

CLIMESCU E. și BODNĂRESCU D.: **Exploatarea sării prin dizolvarea în sonde după „procedeul ing. Dima“** . . . **pag. 36—38**

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

IONESCU M. și ROMAN P.: **Analiza rațională a minereurilor de plumb, cupru și zinc** . . . . . **pag. 39—44**

DOCUMENTARE

Coperta noastră: Salina Tg. Ocna — havaj orizontal, la trepte de 3 m (metoda de exploatare în camere trapezoidale, abataj descendent).

REVISTA MINELOR

ANUL IX ⊢ Nr. 1 ⊣ IANUARIE 1958

ORSZÁGOS MÚSZAKI KÖNYVTÁR 1883

СОДЕРЖАНИЕ

Бодай Габор: **Технические причины размельчения углей и его экономические последствия.** Анализируя неполадки, возникающие вследствие размельчения углей, венгерский автор подвергает рассмотрению место и степень размельчения в существующей технологии разработки и обогащения, а также средства ведущие к снижению образования угольной пыли до допускаемых пределов. В основу анализа положены систематические исследования, проведенные в шахтак Комло. Описываются полученные результаты.

Revista Minelor, vol. IX, nr. 1 (1958), стр. 3

Пигуй И. **К вопросу запыленности рабочего места в горнодобывающей промышленности.** Рассматривается влияние запыленности горных выработок на профессиональные болезни и на вызываемую ими опасность, связанную с характерными условиями румынских месторождений цветных металлов и угля. Вносятся предложения по улучшению работы в области профилактики и борьбы с пылью и ее вредным действием.

Revista Minelor, vol. IX, nr. 1 (1958), стр. 15

М. Патрашку: **Минералогическое исследование пород в угольном бассейне долины Жиу и его значение для борьбы против силикоза.** После краткого описания геологических формаций в вертикальном разрезе (литологическая колонна) дается минералогическая характеристика пород, в которых включены пласты угля (продуктивный горизонт).

Минералогическое исследование было произведено на тонких шлифах с помощью поляризующего микроскопа.

Содержание свободного кварца (SiO_2) было установлено методом окулярного микрометра. Установлено, что песчаннки содержат 32,5—92,6%, песчанистий аргиллит содержит 6,7—13,2%, битуминозный аргиллит 1,1—1,5%, аргиллит 1—7,6%, мергели 1,4% и битуминозные мергели 1—2,6% свободного кварйа.

Указывается необходимость одновременного определения содержания свободного кварца как с помощью химического, так и петрографического метода — для сравнения получаемых результатов.

Revista Minelor, vol. IX, nr. 1 (1958), стр. 30

Климеску Е. и Боднареску Д.: **Разработка соли скважинами по методу инж. В. Дима.** После краткого изложения преимуществ данного способа разработки, проводится анализ технологического процесса, причем дается техническая характеристика скважин и расчет кондуктора.

Revista Minelor, vol. IX, nr. 1 (1958), стр. 36

Ионеску М. и Роман П.: **Рациональный анализ свинцовых. медных и цинковых руд.** Дается описание химико-минералогических методов анализа, основанных на поведении минералов под действием ряда растворителей. Приводятся результаты анализа (таблицы 1, 2, 3) ряда комплексных румынских руд.

Revista Minelor, vol. IX, nr. 1 (1958), стр. 39

SUMMARY

BODAY GABOR: **The technical causes of coal crumbling and its economical consequences.** It gives the shortcomings of coal crumbling. The Hungarian author analyses both the place and the grade of coal crumbling in the nowadays conditions of working and dressing as well as the means which should be employed in reducing of dust formation at the admitted limit. The analysis was based on systematic surveys undergone at the Komlo pit and the results got are given.

Revista Minelor, IX, no. 1/1958, p. 3

PIGUI I.: **Concerning the dusting of the place of work in mining industry.** It discusses the influence of mine dust upon the professional disease and its harmful effect regarding especially non-ferrous and coal deposits from the country. Proposals are set forth for improving the activity in preventing and striving the dust and its injurious effect.

Revista Minelor, IX, no. 1/1958, p. 15

PATRAŞCU M.: **Mineralogical survey of rocks from Jiu Valley area and its importance for the strike against silicosis.** After briefly describing the geological formation on the lithologic column of the area, it gives the mineralogical characterization of the rocks where coal deposits prevail. The mineralogical survey was accomplished on thin sections with the help of petrographic microscope. SiO_2 contents was determined by eye-piece-, micrometer method. It states that grit stone contains 32,5—92,6 percent of SiO_2; clay-grit stone 6,7—13,2 percent, bituminous clay 1,1—1,5 per cent, clay 1—1,7 percent, marl 1,4 percent and bituminous marl 1—2,7 percent of SiO_2. It is necessary to accomplish simultaneous analyses based on the chemical- petrografic method and the results got to be compared.

Revista Minelor, IX, no. 1/1958, p. 30

CLIMESCU E. and BODNARESCU D.: **The working of salt by disolving in sounders according to engineer Dima's method.** It briefly presents the advantages of this method, showing then its technological way of working. It gives the data concerning the sounders construction and calculus of the depth of anchoring pillar.

Revista Minelor, IX, no. 1/1958, p. 36

IONESCU M. and ROMAN P.: **The rational survey of Pb, Cu, Zn ores.** It describes the methods of chemical-mineralogical analysis based on the action of some solvents upon ores, within comprising the results got by the analysis (1, 2, 3 schedules) which was accomplished on several complex body ores from R.P.R.

Revista Minelor, IX, no. 1/1958, p. 39

SOMMAIRE

BODAY GABOR: **Les causes de l'émiettement du charbon et ses conséquences économiques.** On fait une analyse des résultats des expériences systématiques effectuées dans les mines de charbon de Gomlo sur l'émiettement du charbon dans le processus technologique actuel d'exploitation et de préparation ainsi que sur les moyens à appliquer pour la réduction du poussier dans des limites admissibles.

Revista Minelor, tome IX, no. 1/1958, p. 3

PIGUI I.: **Le poudrage du front de travail dans l'industrie extractive.** On examine l'influence sur les maux professionnels ainsi que les risques du poudrage dans les conditions caractéristiques des gisements de minerais non-ferreux et charbonniers de notre pays et l'on propose l'amélioration des moyens de défense utilisés jusqu'ici.

Revista Minelor, tome IX, no. 1/1958, p. 15

PĂTRAŞCU M.: **L'étude minéralogique des roches du bassin charbonnier de Valea Jiului et son importance dans la lutte contre la silicose.** On présente dans cet article les résultats ainsi que les méthodes qu'on a utilisées pour la détermination de la composition minéralogique des roches dans lesquelles se trouvent les couches productives de charbon de Valea Jiului. Il est nécessaire d'exécuter en même temps des analyses chimiques et pétrographiques et de comparer les résultats.

Revista Minelor, tome IX, no. 1/1958, p. 30

CLIMESCU E. et BODNĂRESCU D.: **L'exploitation du sel gamma par dissolution dans les sondes d'après le procédé de l'ingénieur Dima V.** Après une courte présentation des avantages de cette méthode, on fait une description du processuus technologique d'extraction. On donne ensuite des indications sur la construction des installations de forage et sur les calculs pour la déterminaton de la profondeur de la colonne de surface technique.

Revista Minelor, tome IX, no. 1/1958, p. 36

IONESCU M. et ROMAN P.: **L'analyse rationnelle de minerais de Pb, Zn et Cu.** On fait une description des méthodes d'analyse chimique et minéralogique basées sur le comportement des minerais en présence de certaines substances dissolvantes.

Revista Minelor, tome IX, no. 1/1958, p. 39

INHALT

BODAY GABOR: **Die Ursachen der Kohlenzerbröckelung und ihre wirtschaftlichen Folgen.** In dem Aufsatz werden die Ergebnisse der Untersuchungen zusammengestellt die in den Kohlengruben von Komlo über die bei dem gegenwärtigen technologischen Gewinnungs- und Aufbereitungsprozess entstandenen Kohlenzerbröckelung sowie über die für die Absetzung der Kohlenstaubbildung auf zulässigen Grenzen anzuwendenden Mittel systematisch durchgeführt wurden.

Revista Minelor, Band IX, H. 1/1958, S. 3

PIGUI I. I **Betrachtungen über die Bestäubung des arbeitsortes bei der bergmännischen Gewinnung.** Der Einfluss der Bestäubung auf die Berufskrankheiten sowie der Grad ihrer Gefährlichkeit werden von dem Verfasser im Zusammenhang mit den Lagerungsverhältnissen der rumänischen Erz- und Kohlen- lagerstätten eingehend betrachtet. Eine Verbesserung der Tätigkeit auf dem Gebiet der Staubbekämpfung wird ebenfalls vorgeschlagen.

Revista Minelor, Band IX, H. 1/1958, S. 15

PĂTRAŞCU M.: **Das mineralogische Studium des umgebenden Gebirges der Kohlenschichten von Valea Jiului, und seine Bedeutung in dem Kampf gegen die Silikose.** In dem Aufsatz sind die Ergebnisse sowie die angewandten Methoden dargestellt, die für die Bestimmung der mineralogischen Zusammensetzung des umgebenden Gebirges der produktiven Kohlenschichten von Valea Jiului benutzt wurden. Vergleichbare chemische und petrographische Bestimmungen sind gleichzeitig durchzuführen.

Revista Minelor, Band IX, H. 1/1958, S. 30

CLIMESCU E. und BODNĂRESCU D.: **Die Steinsalzgewinnung durch Auflösung in Bohrungen nach dem Verfahren von Dipl. ing. Dima V.** Nach einigen kurzen Betrachtungen über die bei der Anwendung dieser Methode hervortretenden Vorteile, werden die eigentlichen technologischen Gewinnungsprozesse beschrieben und technische Angaben über die Bohranlagen und die Berechnung der Ankerkolonnentaufe angegeben.

Revista Minelor, Band IX, H. 1/1958, S. 36

IONESCU M. und ROMAN P.: **Die rationale Analyse der Pb-, Cu-, und Zn-Erze.** In dem Aufsatz werden die chemisch-mineralogischen Untersuchungsmethoden beschrieben, die sich auf das Verhalten der Erze gegenüber einiger Auflösungsmittel stützen.

Revista Minelor, Band IX, H. 1/1958, S. 39

Cauzele tehnice ale fărîmițării cărbunilor și consecințele ei economice

Ing. Bóday Gábor, Komló, R.P.U.

In cadrul acțiunii de strîngere a legăturilor de prietenie cu țările de democrație populară, Revista Minelor a organizat un schimb de publicații și de articole cu aceste țări. Prin acest prim articol, trimis de către revista maghiară „Banyazati Lapok" (cărbunele), găzduim în paginile revistei noastre o serie de autori de valoare, prin ale căror articole vom putea cunoaște mai bine problemele și realizările industriei miniere din țările prietene. NOTA REDACȚIEI.

Introducere

Împrejurările și consecințele formării prafului de cărbune au fost examinate pînă acum mai mult din punctul de vedere al securității minei și al protecției muncii. Fărîmițarea cărbunilor și formarea prafului de cărbune însă nu prea s-au bucurat de atenția cercetătorilor. Deși Ministerul Industriei Cărbunelui, șefii departamentelor care reprezintă pe consumatorii de cărbuni, cum și alte organe interesate au arătat în repetate rînduri importanța ameliorării gradului de fărîmițare (pierderi de granule), afară de luarea cîtorva măsuri parțiale, nu s-a făcut nici un progres în această direcție.

Ca urmare a dispozițiilor date de guvern în legătură cu ameliorarea calității, exploatările carbonifere au depus eforturi, în general, mai mult pentru îmbunătățirea puterii calorifice, pentru puritatea cărbunelui produs și pentru separarea în subteran a sterilului în blocuri. Numai la Tatabanya s-a executat sistematic ciuruirea perfectă a sorturilor de cărbuni și, prin aceasta, s-a obținut un spor însemnat de valoare. Această inițiativă de mare însemnătate s-a pornit însă tot în urma reclamațiilor cosumatorilor și a neutralizat doar simptomele, fără a cerceta cauzele fărîmițării și posibilitățile de reducere a acesteia.

În minerit, atît în R.P.U. cît și în alte țări, este foarte frecventă părerea că fărîmițarea este o însușire naturală a zăcămîntului sau o urmare firească a exploatării miniere, deci consumatorii trebuie să se adapteze la sortimente de cărbune, care se pot produce în minerit prin construirea unor instalații de ardere adecvate. Astăzi însă nu se mai poate menține această stare de lucruri.

Una dintre sarcinile cele mai importante ale conducerii moderne a minelor este satisfacerea pînă la maximum a cererilor economiei naționale planificate în privința sortimentelor de cărbuni și punerea la dispoziția consumatorilor de către minele de cărbuni a produselor lor în sortimente mai potrivite din punctul de vedere al tehnicii arderii.

La exploatările carbonifere (huilă) din regiunea Mecsek, dar mai ales la Komló, această problemă are o deosebită importanță. Starea fărîmițată a zăcămintelor de acolo — rar întîlnită chiar și în industria minieră din alte țări — provoacă dificultăți foarte serioase atît din punctul de vedere al exploatării, cît și al preparării. Cu tot conținutul său ridicat de praf, cărbunele de la Komló putea să fie valorificat destul de ușor și, în urma puterii sale calorifice relativ ridicate, a format una dintre cele mai importante baze materiale ale economiei de combustibil din R.P.U. Căile Ferate Ungare au obținut rezultate strălucite decenii de-a rîndul prin amestecul cărbunilor de la Komló cu cărbuni bucăți cu flacăra lungă. Alți consumatori au mai fost uzinele de forță, fabricile de ciment și alte stabilimente industriale, înzestrate cu instalații pentru arderea prafului de cărbune. Reducerea proporției nefavorabile a prafului fin — sub care vom înțelege fracțiunea de sub 1 mm a stocului — nu era pînă acum motivată prin dificultăți de valorificare.

Cu pornirea fabricaţiei cocsului indigen, Uzinele de Fier Dunărene au devenit consumatorul cel mai important al cărbunilor de Komló. Prin aceasta, situaţia de pînă acum s-a schimbat radical, deoarece conţinutul ridicat al prafului de cărbune Komló reprezintă un mare neajuns la utilizarea lor pentru fabricarea cocsului. La proiectarea uzinei de cocs şi a spălătoriei de cărbuni a Uzinelor de Fier Dunărene, s-a luat în considerare un conţinut mai mic de praf. Praful de cărbune sporeşte pierderile de spălare şi — în acelaşi timp — suprasolicită şi flotaţia, din care cauză nu se poate reduce conţinutul de cenuşă al produsului preparat la nivelul cerut de siderurgie.

Uzina de cocs, referindu-se la contractul său de livrarea cărbunilor, nu preia decît transporturile care conţin mai puţin de 40% praf fin. La peste 35% se aplică o reducere de preţ. Între 27 mai şi 1 august 1956, uzina de cocs a refuzat 4 160 t de cărbune cocsificabil îmbogăţit (12% din cantitatea livrată). Această cantitate de cărbune superior (cu 22,7% conţinut de cenuşă, 65,2 indice Roga *) a trebuit să fie predată căilor ferate din cauza depăşirii limitei de praf cu numai 2%.

Metoda cea mai simplă a respectării procentului de praf este reţinerea surplusului de praf prin aspiraţie în timpul preparării. Prin această metodă însă, fabricaţia cocsului este lipsită de o parte însemnată a cărbunilor cocsificabili şi se reduce şi mai mult baza materială în cărbune cocsificabil a R.P.U., destul de redusă şi fără aceasta. Din aceste motive, este mai just — deşi mai greu — să examinăm situaţia şi să stabilim că :

— *la actuala tehnologie de exploatare şi de preparare a cărbunilor, unde şi în ce măsură se fărîmiţează cărbunele ;*

— *cu ce mijloace s-ar putea reduce formarea prafului fin la limita admisă.*

Pentru determinarea celor de mai sus am făcut cercetări sistematice la Komló. Rezultatul acestora este expus în cele ce urmează.

Plan de cercetări şi metodele de cercetare

În succesiunea logică a problemelor ce se cer lămurite, am examinat următoarele:

1)) granulaţia producţiei în vederea stabilirii posibilităţii ce oferă compoziţia granulometrică pentru satisfacerea cea mai economică a consumatorilor din R.P.U.;

2) starea structurală a stratelor de cărbuni din R.P.U. şi însuşirile lor de rezistenţă; am stabilit care este gradul de fărîmiţare al fiecărui strat în parte;

3) dependenţa fărîmiţării cărbunilor de metodele de exploatare folosite la minele din R.P.U.;

4) efectul de fărîmiţare a instalaţiilor de transport din R.P.U.;

5) fenomenele cu efect fărîmiţător ale instalaţiilor de prepararea cărbunilor şi ale tehnologiei de preparare din R.P.U.

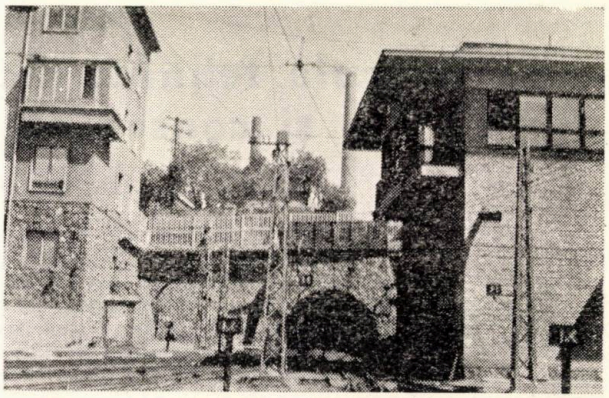


Fig. 1. Intrarea galeriei de bază de la Komló

Întregul proces tehnologic a fost examinat de la locurile de muncă productive pînă la transporturile de cărbune gata de expediere şi au fost depistate acele instalaţii sau operaţii care provoacă în primul rînd fărîmiţarea cărbunilor.

Cercetările s-au desfăşurat luîndu-se mai întîi probe înainte şi după faza de lucru sau instalaţia de examinat, apoi determinîndu-se modificarea fracţiilor granulometrice prin probe de ciuruire. Luarea probelor s-a făcut conform normelor MNBOSz, iar probele de ciuruire după metoda convenţională folosită la sorturile comerciale de cărbune. Pentru determinarea fracţiilor granulometrice mari, s-au folosit site de 45,18 şi 8 mm, corespunzătoare normelor de sortare ale staţiei de preparare de la Komló. Fracţionarea cărbunelui mărunt s-a făcut cu site de 5, 3, 1 şi 0,5 mm, ţinîndu-se seama că lămurirea problemelor tehnice în cauză nu necesită o analiză de praf mai fină. Ciuruirea s-a făcut manual.

Toate încercările s-au efectuat de două ori, iar probele au fost examinate tot de două ori. În cazul unor abateri peste toleranţa admisă, s-au repetat încercările, eliminînd măsurarea greşită. Trebuie menţionat că, mai ales, la luarea probelor, procedînd chiar cu cea mai mare grijă, ne întîlnim cu abateri foarte mari, care nu se pot elimina decît prin executarea de încercări într-un număr cît mai mare. În cele ce urmează, din materialul amplu al protocoalelor de cercetări şi al măsurărilor, nu vom

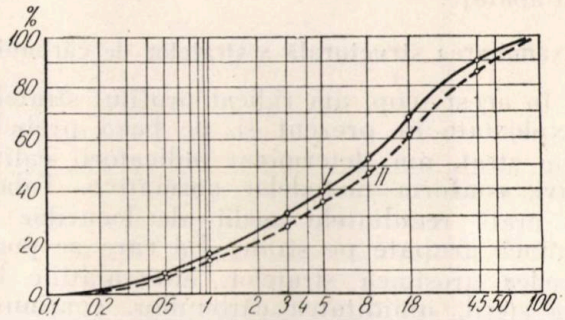
*) Indicele de aglomerare Roga.

arăta decît valorile medii, respectiv concluziile finale.

Examinarea granulației

Seria noastră de cercetări am început-o cu determinarea granulației cărbunilor. Pentru acest scop am luat probe de cîte circa 15 kg pe minut din zece în zece minute timp de două ori opt ore separat din cărbunii cocsificabili și separat din cărbunii industriali. Rezultatul este arătat în fig. 2. Se poate constata starea de fărîmițare foarte avansată a cărbunilor, care arată că stocul are 15,2% granule sub 1,0 mm și 46,6% sub 8 mm. Cantitatea de bucăți de peste 45 mm este de 12,1%, din care 4,3% sînt cărbuni bulgări, iar 7,8% bulgări de steril. Procentul relativ mare de cărbuni nuci (18—45 mm) constatat la încercări se datorește mai mult sterilului aflat în această fracție. În cursul preparării, sterilul nucă ajunge la haldă sau în semipreparat. Din această cauză, granulația cărbunelui valorificabil se deplasează spre granulele mărunte.

Cărbunele industrial are, în general, granulația mai mare decît cărbunele cocsificabil, pe de o parte, din cauză că în acest cărbune se impune tăria mai mare a cărbunelui cocsificat pe cale naturală, apoi din



	0,0-0,5	0,5-1	1-3	3-5	5-8	8-18	18-45	+45
I	9,4	6,6	14,2	11,4	7,0	18,7	23,1	9,6
II	9,7	4,7	11,3	11,4	6,7	17,1	24,5	14,6

Fig. 2. Curbele de granulație ale cărbunilor bruți

cauză că, în ce privește cărbunele industrial, acesta se extrage din strate cu mai mult steril și, în consecință, conține mai mult produs mixt. Cărbunele ajuns la preparare a mai fost supus însă și la o fărîmițare tehnologică. Din această cauză, pen-

Tabela 1

Caracteristicile stratelor de cărbuni exploatate în prezent la Komló

Nr. stratului	Grosimea: Cărbune, m	Grosimea: Steril, m	Grosimea: Total, m	Nr. intercalațiilor de steril	Calitatea cărbunelui: Umiditate, %	Cenușă, %	Părți volatile, %	Grosimea pulpei, mm
Puțul Kossuth								
8	1,9	0,5	2,4	2	3,6	34,3	6	mijlocie
10	8,8	1,0	9,8	5	4,5	20,3	9	tare
12	1,9	0,4	2,3	1	4,3	29,1	—	tare
13	1,4	0,3	1,7	1	4,6	33,3	—	mijlocie
Puțul III								
3	1,6	0,8	2,4	2	3,1	42,0	14	slabă
7	0,8	0,2	1,1	1	2,3	26,4	15	slabă
8	3,0	0,6	3,6	3	2,9	27,8	15	tare
10	10,2	1,5	11,7	5	4,6	34,9	10	tare
12	2,1	0,2	2,3	2	2,2	11,1	15	mijlocie
16	1,8	0,6	2,4	2	2,9	45,1	13	mijlocie
Puțul Ana								
7/a	1,2	—	1,2	—	4,1	27,2	6	mijlocie
8	1,6	0,2	1,8	1	5,2	23,2	—	mijlocie
10	5,7	4,8	10,5	3	5,3	32,4	—	slabă
Puțul Beta								
8	1,0	0,3	1,3	1	3,3	34,0	13	tare
10	3,6	0,5	4,1	2	5,4	30,3	9	slabă
11	2,2	—	2,2	—	7,7	31,9	—	mijlocie
12	1,8	—	1,8	—	3,6	30,0	8	mijlocie
13	1,7	0,3	2,0	2	4,4	28,0	13	mijlocie
15	1,8	0,3	2,1	1	4,9	37,3	4	tare
16	1,0	0,4	1,4	2	3,8	33,0	12	tare
17	2,7	0,1	2,8	1	4,3	26,3	15	mijlocie
18	6,2	0,7	6,9	3	4,1	22,4	15	tare
19	3,4	0,4	3,8	1	3,5	15,1	17	mijlocie
20	1,9	0,3	2,2	1	2,3	35,4	13	mijlocie

tru determinarea măsurii în care fărîmiţarea poate fi evitată, structura originală a cărbunelui trebuie să fie examinată chiar în abataje.

Examinarea structurală a stratelor de cărbuni

În acest scop, am ridicat profilul stratelor exploatate în prezent şi, pe baza probelor din strat, am determinat indicatorii calitativi, conform metodelor normative. Tabela 1 arată rezultatele medii ale locurilor de muncă grupate pe strate, din care se poate vedea grosimea stratelor, intercalaţiile lor de steril, umiditatea cărbunilor, conţinutul lor de cenuşă şi de materii volatile, cum şi înălţimea pulpei de cărbune cocsificat. În ultima rubrică am caracterizat starea de fărîmiţare a stratelor cu adjectivele „tare", „medie" şi „slabă" din punctul de vedere practic al tehnicii de extracţie, neavînd la dispoziţie un aparat pentru încercarea tăriei, respectiv datele unor cercetări efectuate în această direcţie. Aceste caracterizări trebuie însă considerate doar relative, deoarece fărîmiţarea o găsim — mai mult sau mai puţin — în toate stratele de la Komló.

Determinarea exactă a cauzelor fărîmiţării este o problemă care ţine de atribuţiile geologiei miniere şi ale mecanicii rocilor. Pentru înţelegerea celor ce urmează, vom trata în treacăt această problemă.

Asupra genezei fărîmiţării stratelor, părerile inginerilor din conducerea minelor de la Komló sînt împărţite. După unii, stratele în stare nederanjată sînt mult mai intacte, iar starea lor de fărîmiţare, care se accentuează cu creşterea adîncimii se datoreşte — mai ales — variaţiilor importante de tensiune, care se produc direct în masivul de roci din jurul golurilor, în legătură cu săparea galeriilor şi cu formarea cîmpurilor de abataje. Alţii atribuie fărîmiţarea mai mult solicitărilor tectonice multidirecţionale, proces în cursul căruia consistenţa structurală a cărbunelui a dispărut aproape complet. Conform acestei păreri, presiunea rocilor provocată de lucrările de exploatare acţionează asupra unor strate fărîmiţate complet mai dinainte şi le fărîmiţează foarte puţin în continuare. Ipoteza ultimă este întărită, după părerea noastră, de faptul că fărîmiţarea cărbunilor se constată atît aproape de suprafaţă, cît şi la adîncimi mari. O împrejurare importantă este şi faptul că fărîmiţarea se poate constata la toate abatajele. Gradul de fărîmiţare este determinat de capacitatea de cocsificare, de intercalaţiile de steril din cărbune şi de alte însuşiri de rezistenţă ale cărbunilor generate de cauze petrografice. În strate omogene fărîmiţarea se întinde uniform pe întreaga suprafaţă a profilului. Autorul nu a putut constata pînă acum variaţii în starea de fărîmiţare, pornind de la un punct al frontului de cărbune, nici în direcţie orizontală şi nici în direcţie verticală, însă cercetările în această direcţie nici pe departe nu se pot considera terminate.

Rezumînd datele din tabela 1, stratele grupate pe exploatări se pot caracteriza după cum urmează:

Mina Kossuth

La mina Kossuth, se exploatează în prezent stratele *8, 10, 12* şi *13,* cu o grosime totală de 16,20 m. Raportul cărbune-steril este de 87:13. Înclinarea stratelor este de 8—35°.

Stratul *8* face parte din stratele cele mai rezistente (tari) din R.P.U. Din cauza prezentării lui relativ mai mult în bucăţi, a capacităţii reduse de aglutinare şi de inflamare, cărbunii de tain se extrag — pe cît posibil — din acest strat.

Stratul *10* este complet fărîmiţat şi, în unele locuri, are tendinţe de desprindere. Din cauza grosimii lui mari şi a capacităţii bune de aglutinare, reprezintă baza principală a producţiei de cărbuni cocsificabili din R.P.U. 30% din producţia de la Komló, şi în cadrul acesteia 62% din producţia de cărbuni cocsificabili, se extrage din stratul *10.* Stratul este în general foarte pur, iar conţinutul în cenuşă relativ ridicat, indicat în tabela 1, se explică prin aceea că abatajele actuale cu front lung din stratul *10* sînt situate în sectorul *2* şi *3* şi sterilul rezultat din surparea sectorului *1* influenţează puritatea cărbunelui abatat.

Stratele *12* şi *13* sînt însoţite de roci eruptive, cînd în acoperiş, cînd în culcuş. Conţinutul redus de materii volatile indică cocsificarea foarte avansată a cărbunelui, care — în acest loc — este mai rezistent (mai tare). În cazul lipsei unui acoperiş de trachidolerit (ca, de exemplu, în jurul puţului de aeraj *II),* cărbunele are o capacitate bună de aglutinare, însă şi gradul de fărîmiţare este mai ridicat. Stratul *10* este despărţit de stratul *13* printr-un strat eruptiv de 2—3 m grosime, care în unele locuri străpunge chiar şi stratul. În aceste cazuri, conţinutul foarte ridicat de steril, respectiv accidentarea stratului, pune probleme foarte grele exploatării.

Exploatarea de la puţul III

La exploatarea de la puţul *III,* care este în producţie pe teritoriul cîmpului de aba-

taje *D*, se lucrează în şase strate a căror grosime totală este de 23,40 m, din care 19,45 m cărbune pur. Raportul cărbune-steril este de 83:17. Înclinarea stratelor este de 45—80°.

Stratul 3 este alcătuit din mai multe strate separate prin intercalaţii groase de steril. Conţinutul lui de cenuşă este foarte mare. Capacitatea de aglutinare a fiecărui strat component este excepţională, din care cauză stratul este exploatat integral, cu toate că este greu de extras. Cărbunele este tare. Stratul *7* are, de asemenea, mai multe intercalaţii de steril, din care cauză este exploatat numai parţial pe o grosime de 1,10 m. Fărîmiţarea lui este redusă.

Stratul *8* se aseamănă cu cel de la mina Kossuth lipsind însă influenţele eruptive ; cărbunele este cocsificabil şi mult fărîmiţat.

Stratul *8* din cîmpul de exploatare *D* este însoţit de un acoperiş eruptiv, care a cocsificat complet sectorul de sub acoperiş al stratului, pe o grosime de 1,5—2,0 m. Culcuşul stratului este de asemenea cocsificat din loc în loc pe o grosime de 2,0—2,5 m. Cărbunele din astfel de strate este de cele mai multe ori atît de tare, încît nu poate fi extras cu ciocanul din abataj. Aceste părţi de strat, mai ales în cazul exploatării în fîşii orizontale transversale, fac imposibilă extragerea selectivă a cărbunilor cocsificabili, din care cauză — în momentul de faţă — stratul este exploatat cu fronturi pe înclinare. Părţile de strat cocsificate se extrag separat acolo unde rezistenţa cărbunilor permite acest lucru. Cărbunii proveniţi din stratul *10* de pe părţile lipsite de metamorfizism de contact se cocsifică excepţional de bine. Fărîmiţarea este foarte avansată.

În stratul *16* nu există decît lucrări de deschidere. Conform constatărilor noastre de pînă acum, fărîmiţarea cărbunilor seamănă cu cea a stratului *8*.

Exploatarea de la puţul Ana

La această exploatare sînt în producţie stratele *7/a*, *8* şi *10*, cu o grosime totală de 13,45 m, din care 8,50 m cărbune curat. Raportul cărbune-steril de aici este cel mai defavorabil, anume 63:37. Înclinarea stratelor este foarte variată, între 30 şi 80°. Dintre toate exploatările din R.P.U., la puţul Ana stratele de cărbune sînt cele mai frămîntate. Continuitatea este întreruptă de nenumărate falii, mai mici sau mai mari. Sînt foarte frecvente şi ondulaţiile stratelor de cărbune, lîngă care argila a fost presată în interiorul lor şi le-a despicat în aşa fel încît au devenit de nerecunoscut. Pătrunderi eruptive puternice au cocsificat aceste strate pe întinderi mari şi, de aceea, cărbunii sînt în general tari.

Din stratul *7/a*, în exploatare se află numai partea cea mai groasă de cărbune, cu o singură intercalaţie de steril. Fărîmiţarea cărbunelui este mijlocie. Partea din stratul *8*, cu cărbune nefărîmiţat, este uşor de extras. Cărbunele lui este cocsificat, gradul de fărîmiţare este mijlociu pentru restul stratului. Nu poate fi folosit pentru cocsificare.

Exploatarea de la puţul Beta

La această exploatare, stratele diferă esenţial de stratificaţia normală de la Komló şi seamănă mai mult cu stratele din regiunea Pecs sau de la Vasas. Cu toată apropierea masivului de fonolit de la Koevestetoc, stratele s-au cocsificat într-o măsură redusă şi pe întinderi mici. Cărbunele de la puţul Beta aglutinează foarte bine şi, în această privinţă, poate concura cu cei mai buni cărbuni străini. La puţul Beta exploatarea se face subteran la o adîncime relativ mică. Adîncimea orizontului *III* în curs de deschidere şi de pregătire este de circa 150 m. Înclinarea stratelor este, în general, de 45—65°, însă în cîmpul de abataje *K* al minei se găsesc înclinări mai mici, iar în cîmpul de abataje *E* — mai mari. Se exploatează în total *11* strate cu o grosime totală de 30,9 m, din care 22,3 m cărbune curat. Raportul cărbune-steril este de 84:16. Stratele *8*, *15*, *16* şi *18* sînt mai mult fărîmiţate, celelalte în măsură mijlocie. Stratele fărîmiţate dau cel mai bun cărbune cocsificabil. Cărbunii de la puţul Beta sînt greu de spălat.

Examinarea fărîmiţării stratelor

Pentru a stabili care strat şi în ce măsură influenţează conţinutul de mărunt şi de praf al cărbunilor bruţi alimentaţi la preparare, am examinat prin analiză de ciuruire conţinutul vagonetelor transportate prin galeria de bază şi rezultatele le-am centralizat pe abataje, respectiv pe strate. Este firesc că acest examen nu arată fărîmiţarea iniţială a stratului, pentru că granulaţia cărbunilor încărcaţi în vagonete a fost schimbată prin extragere, încărcare şi transport. Deşi probele arată deosebiri destul de mari, chiar şi în cadrul aceluiaşi strat, după condiţiile locale şi modul de transport, rezultatele centralizate sînt valoroase şi utilizabile din punctul de vedere al cercetărilor următoare. Rezultatele sînt arătate în tabela 2.

Tabela 2

Granulaţia cărbunilor din diferite strate obţinută prin ciuruire după probele luate din vagonete

Stratul	Granulaţia, mm/%							
	0-0,5	0,5-1	1-3	3-5	5-8	8-18	18-45	+45
Puţul Kossuth								
8	9,99	11,74	18,48	16,65	8,35	18,93	15,83	2,41
10	12,43	13,50	21,82	15,04	7,94	16,61	12,66	4,14
12	10,41	13,09	19,45	14,86	11,69	20,10	10,40	1,35
Puţul III								
3	7,72	7,01	13,85	13,12	9,19	20,98	23,13	7,59
7	6,44	4,26	14,38	15,26	8,46	24,53	26,76	1,53
8	10,23	8,52	18,51	15,89	8,75	18,52	19,58	5,51
10	8,38	9,37	17,34	15,75	10,22	21,97	16,97	2,64
Puţul Ana								
8	8,59	9,65	19,09	17,62	8,36	19,96	16,73	1,10
10	13,27	7,59	15,12	14,04	7,56	22,43	20,99	2,83

Examinarea rezistenţei cărbunilor

În cele ce urmează am vrut să stabilim raportul dintre rezistenţa cărbunilor din diferite strate. La Institutul de cercetări miniere, nu am găsit date referitoare la aceasta. Fişele de evidenţă de mecanica rocilor, ţinute de către acest institut, nu arată caracteristicile de rezistenţă a cărbunilor de Komló pe strate. Inginerul de mine Miklos Toth, după cît ştiu, a efectuat încercări numai cu cîte o bucată de cărbune de la Komló în cadrul cercetării rezistenţei diferiţilor cărbuni din R.P.U., fără a ţine seama de stratul de proveniență.

Pentru determinarea gradului de fărîmiţare şi — concomitent — şi a rezistenţei cărbunilor, în lipsa unei metode mai bune am folosit aparatul pentru determinarea rezistenţei la uzură prin frecare a cocsurilor. În toba Roga de 225 mm diametru, am introdus o probă parţială de 100 g a fracţiei de 8—18 mm, separată prin analiza de ciuruire din probele luate din vagonete, şi am lăsat toba să se rotească timp de 5 minute. După aceasta, am separat prin ciuruire partea sub 1 mm şi am determinat procentajul ei. În prealabil, am lăsat în tobă, timp de 5, 10, 15, 20 minute două părţi egale ale uneia dintre probe şi am constatat că sfărîmarea se produce în cea mai mare parte în primele cinci minute. Rotirea în continuare nu dă un rezultat mai bun, pentru că diferenţa este sub limita de erori a luării probelor. Apoi, am repetat examinarea a două probe şi am obţinut rezultate foarte apropiate. Unul dintre dezavantajele metodei este acela că diametrul tobei este mic în raport cu granulele cele mai mari (18 mm) ale fracţiei examinate şi că partea cîntărită de 100 g este prea mică. Dacă vom repeta experienţa cu o tobă şi o cantitate mai mare, se vor obţine, probabil, rezultate mai exacte. Rezultatele finale rezumate sînt arătate în tabela 3.

Tabela 3

Rezultatele medii ale încercărilor de rezistenţă la uzură efectuate cu toba „Roga"

Exploatarea	Stratul	Numărul probelor examinate	Media procentuală a granulelor sub 1 mm
Mina Kossuth	*8*	2	10,95
	10	12	16,16
	12	1	14,40
Puţul III	*3*	7	9,80
	7	2	9,35
	8	7	14,71
	10	16	11,50
Puţul Ana	*8*	3	12,30
	10	1	9,50

Am prevăzut o serie de încercări, astfel încît materialul sus-amintit, cu granulaţia de 8—18 mm, este lăsat să cadă pe o placă de fier, printr-un tub de cădere de 10 mm diametru şi se determină gradul de fărîmiţare provocată prin căderea cărbunilor după granulaţie şi cantitate. Această încercare prezintă interes din punct de vedere al fărîmiţării care se produce în silozul de depozitare.

Examinarea cauzelor tehnice ale fărîmiţării

Prin cercetările noastre expuse anterior, am vrut să descoperim, în primul rînd, acele condiţii ale straturilor care trebuie considerate ca naturale şi deci nu pot fi modificate cu mijloace tehnice. Este, însă, de la sine înţeles că operaţiile legate de exploatarea minelor provoacă fărîmiţarea în continuare a cărbunilor şi aceasta poate fi redusă alegînd metode şi instalaţii corespunzătoare. Scopul cercetărilor noastre în continuare a fost, deci, examinarea posibilităţilor de adaptare a unor instalaţii şi me-

tode adecvate. În legătură cu aceasta, am stabilit următoarele.

Extragerea, încărcarea

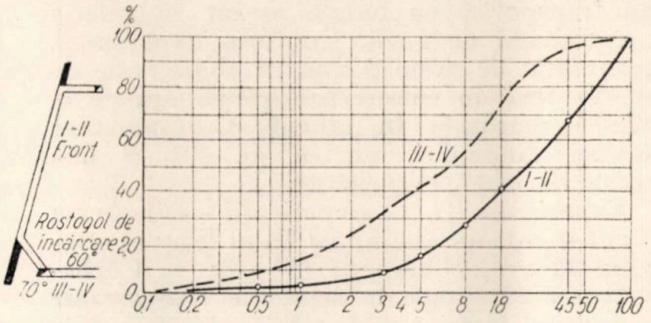
La Komló, avînd în vedere pericolul de grizu, extragerea se execută numai cu ciocane de abataj. La locurile de producţie nu se face împuşcare, nici havare mecanică, care ar putea mări fărîmiţarea cărbunilor. Piconul ciocanului de abataj se înfige ca o pană în frontul de cărbune cu rezistenţa slabă. Blocurile despicate din legăturile lor naturale sînt străbătute de crăpături fine. După extragere, aceste blocuri se desfac în timpul încărcării. Fărîmiţarea mai poate fi influenţată de următorii factori: distanţa mică dintre locurile de muncă, metoda de exploatare (cu abataj cu front lung sau cu abataj-cameră), sistemul de susţinere (rigid sau cu posibilităţi de cedare), distanţa de la frontul de cărbune al liniei de rupere la dirijarea acoperişului prin surpare şi a limitei de rambleiere la folosirea metodelor cu rambleiere, într-un cuvînt, toate acele condiţii care pot provoca creşterea locală a presiunii şi ar putea da ca rezultat fărîmiţarea secundară a cărbunilor. Aceşti factori nu se pot determina însă decît prin încercări şi observarea îndelungată a fenomenelor şi trebuie să facă obiectul unor studii separate. După constatările noastre de pînă acum, proporţiile fărîmiţării secundare sînt mai mici la Komló decît la alte mine, care dispun de strate cu rezistenţă mai mare. Starea de fărîmiţare a stratelor am comparat-o, în mai multe locuri din galeriile de pregătire sau la rostogolurile abatajelor cu front lung respectiv. Nu am putut constata abateri mai importante, însă date precise nu vom putea obţine decît din probele de ciuruire de completare.

Transportul în abataje

În această privinţă trebuie să facem deosebire între modul de transport din abatajele cu înclinare mică şi din cele cu înclinare mare. În bazinul de cărbuni de la Komló, zăcămîntul are variaţii mari, cu înclinări cuprinse între 0° şi 90°. În continuare deci, am cercetat în ce măsură se fărîmiţează cărbunele la diferite sisteme de transport în abataje. Curbele cumulative determinate prin probele de ciuruire au fost construite la scară logaritmică, ţinîndu-se seama de conţinutul mare de praf. Deosebirea între cele două curbe reprezintă măsura fărîmiţării.

În cursul experienţelor, am executat următoarele încercări:

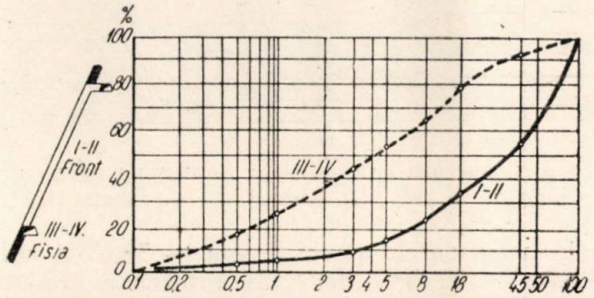
Experienţa I. În stratul 3 al cîmpului de abataje se extrag cărbuni relativ rezistenţi, în care granulaţia de peste 8 mm reprezintă 72,38%, iar fracţia între 0 şi 8 mm—27,61%. Cărbunele extras dintr-un front cu înclinarea de 70° şi de 50 m lungime alunecă cu devieri dese pe scocul fix, aşezat de-a lungul frontului şi la capătul frontului ajunge în vagonet printr-un rostogol cu contrapantă de 60° şi de 5 m lungime.



Locul probei	00-05	05-1	1-3	3-5	5-8	8-18	18-45	+45
I	1,61	1,61	3,22	5,07	17,75	16,74	21,14	32,86
II	1,88	2,00	7,20	8,12	6,16	18,42	17,82	37,80
Media la partea sup.	1,74	1,82	5,21	6,59	12,25	17,58	19,48	35,35
III	5,29	5,92	14,34	12,33	9,14	25,19	20,41	6,18
IV	8,86	8,92	20,69	8,72	7,38	24,00	16,50	4,93
Media la partea infe.	7,07	7,42	17,52	10,53	8,26	24,89	18,46	5,85

Fig. 3. Fărîmiţarea cărbunelui în abatajul cu front lung de la puţul III stratul 3 (experienţa I)

Din stocul extras în cursul experienţei, am luat probe la partea superioară şi mijlocie a frontului şi, simultan, şi la gura de încărcare a rostogolului. Rezultatele sînt arătate în fig. 3. Am ajuns la rezultatul surprinzător că fracţia de bulgări de peste 45 mm se sfărîmă şi cantitatea ei scade de la 35,33% la 5,35%. În acelaşi timp, cantitatea de praf fin de 0—1 mm creşte de la 3,50% la 14,49%. La gura de încărcare a abatajului, granulaţia de peste 8 mm reprezintă numai 49,20%, deci din partea de bulgări s-a pierdut prin fărîmiţare — 23,19%.



Locul probei	00-05	05-1	1-3	3-5	5-8	8-18	18-45	+45
I	2,17	2,13	5,17	5,10	4,62	14,07	17,78	48,96
II	1,94	1,98	4,94	6,52	5,78	14,52	22,94	41,38
Media la partea sup.	2,05	2,06	5,06	5,82	5,20	14,29	20,36	45,17
III	9,28	10,32	16,35	14,27	7,16	14,3	17,72	10,59
IV	18,25	11,44	18,20	13,27	5,56	10,48	14,52	7,68
Media la partea infe.	13,76	10,88	17,27	13,77	6,38	12,69	16,12	9,13

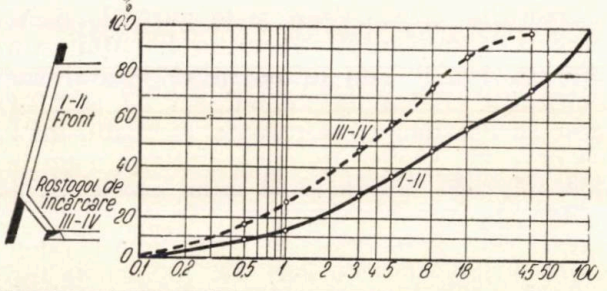
Fig. 4. Fărîmiţarea cărbunelui în abatajul cu front lung de la puţul III stratul 8 (experienţa II)

Experienţa II. În stratul 8 al cîmpului de abataj sudic, am examinat fărîmiţarea căr-

bunilor care se produce în stocul extras pe un front de 48 m lungime, înclinat la 65°, stoc care se rostogolește pe un culcuș foarte abrupt. Rezultatul este arătat în fig. 4.

La capătul de jos al abatajului, cărbunii sînt colectați într-un jgheab și conduși la un transportor cu bandă așezat în galeria transversală de bază. Conform experienței, granulația de peste 8 mm în abataj este de 80,4%, însă în cursul rostogolirii ajunge la 37,9% măsurată în jgheab. Corespunzînd acestei diminuări, partea de sub 8 mm crește de la 19,6% la 62,1%.

Experiența III. O experiență similară am făcut și într-un abataj cu front lung al stratului *10* cu înclinare de 65° (fig. 5). Cărbunele abatat ajunge la scocurile fixe așezate la capătul inferior al frontului de 50 m lungime, iar de acolo, printr-un rostogol de 10 m lungime și cu 70° înclinare, în vagonet. Luînd probe ca și mai înainte, am constatat că, în locul de extragere, partea cu granulație peste 8 mm a masei abatate reprezintă 56,61%, iar cea sub 8 mm —43,49%. Aceasta este o indicație că în stratul *10* cărbunii sînt de la origine mult mai fărîmițați decît în stratul *3*, examinat mai înainte. La încărcarea vagonetelor, compoziția cărbunilor

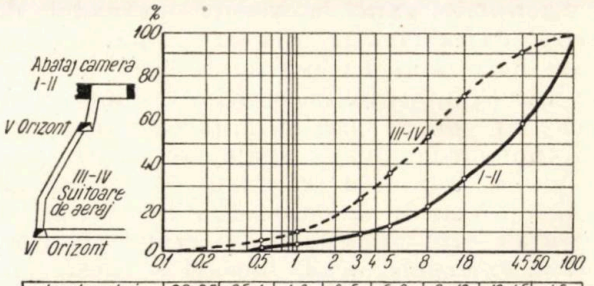


Locul probei	00-05	05-1	1-3	3-5	5-8	8-18	18-45	+45
I	7,38	4,09	9,24	8,28	5,11	14,34	10,63	40,93
II	12,63	7,47	14,22	12,52	5,84	14,20	10,40	22,72
Media la partea sup.	10,01	5,78	11,73	10,40	5,47	14,27	10,51	31,83
III	12,90	8,28	17,83	14,49	7,52	23,41	14,15	1,42
IV	16,73	11,51	25,33	17,06	7,04	15,72	5,52	1,09
Media la partea infe.	14,82	9,89	21,58	15,78	7,28	19,56	9,84	1,25

Fig. 5. Fărîmițarea cărbunelui în abatajul cu front lung de la puțul III, stratul 10 (experiența III)

este următoarea: peste 8 mm — 30,65%, sub 8 mm — 69,35%, deci fărîmițarea a crescut cu 25,96%.

Experiența IV. Pentru stabilirea efectului de fărîmițare al transportului pe rostogol, am luat probe din stocul de cărbune dintr-un abataj-cameră al stratului *10*, care este extras de la 10 m deasupra galeriei principale de culcuș a orizontului *V* (fig. 6). Cărbunii ajung în galerie printr-un rostogol de 10 m lungime și cu 65° înclinare, iar de acolo, prin suitoarea de legătură prevăzută cu scoc de 35°, care leagă cele două orizonturi — cad în rostogolul de încărcare de 10 m lungime și 80° înclinare situat deasupra galeriei de la orizontul *IV*. Compoziția cărbunelui în abataj este 79,25% peste 8 mm, 20,75% sub 8 mm, iar la locul de încărcare

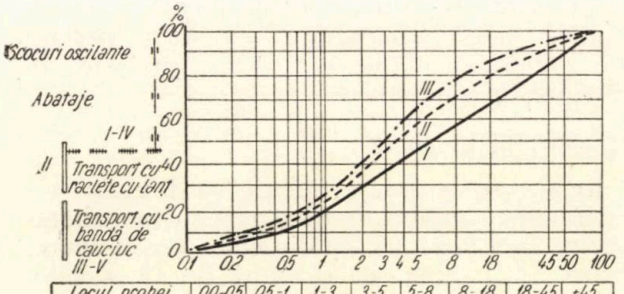


Locul probei	00-05	05-1	1-3	3-5	5-8	8-18	18-45	+45
I	2,29	2,79	5,96	5,10	4,89	16,25	21,60	40,52
II	1,58	1,63	5,18	6,47	4,99	17,46	22,19	40,50
Media la partea sup.	1,94	2,21	5,57	6,09	4,94	16,85	21,89	40,51
III	5,39	5,22	13,95	14,95	9,50	27,02	17,58	6,72
IV	4,39	7,82	11,82	12,59	8,55	26,24	18,82	9,77
Media la partea infe.	4,89	6,52	12,89	13,59	9,04	26,63	18,20	8,24

Fig. 6. Fărîmițarea cărbunelui în abatajul cameră de la puțul III stratul 10

din orizontul *VI*, 53,07 peste 8 mm, 46,93 sub 8 mm, deci din cărbunele bulgări s-au sfărîmat 32,33%.

Experiența V. Pentru stabilirea efectului de sfărîmare al instalațiilor mecanice de transport, am făcut experiențe la frontul *101* situat în cîmpul de abataje *A* din mina Kossuth (fig. 7). Abatajul din sectorul *II* al stratului *10* are un front pe direcție cu o lungime de 80 m. De-a lungul frontului cu o înclinare de 15° au funcționat trei scocuri oscilante legate în serie, care au transportat cărbunele abatat la transportorul cu raclete cu lanț tip „B", instalate în galeria de bază și în transversala auxiliară.



Locul probei	00-05	05-1	1-3	3-5	5-8	8-18	18-45	+45
I	12,34	9,46	16,45	11,41	8,42	13,79	12,12	16,28
II	15,43	10,81	20,01	12,87	7,22	14,54	10,12	9,00
III	16,24	11,02	24,32	13,74	8,09	12,87	8,29	5,43
Incercare de control după transformare (Medii din cite 4 4 probe)								
IV	10,17	9,29	9,66	11,19	9,16	14,46	20,54	14,90
V	10,82	11,07	14,06	13,76	8,16	13,95	17,38	10,40

Fig. 7. Efectul de sfărîmare al transportoarelor cu raclete cu lanț (experiența V)

La acestea s-au racordat două transportoare cu bandă instalate în transversala principală pînă la locul de încărcare a vagoneților. Lungimea totală a căii de transport este de 345 m, cu șase devieri. Am presupus că pe scocurile oscilante fărîmițarea este redusă pentru că granulele se freacă

numai între ele şi pe o suprafaţă netedă a albiei scocului. Efectul de fărîmiţare a benzii de transport din cauciuc este nul. Cărbunele se sfărîmă numai la locurile de racordare cu o diferenţă de nivel mică. Am constatat însă că transportoarele cu raclete cu lanţ provoacă o fărîmiţare puternică. Chiar şi la un transportor cu raclete cu lanţ montat perfect, fundul albiei nu este uniform. Racletele transportoare cînd se ridică de pe fund şi se aşază pe el, prefac cărbunele ajuns sub ele într-un praf fin. Bucăţile mai mari care ajung sub lanţ şi, mai tîrziu, la toba de capăt a craterului se sfarmă.

Pentru dovedirea cifrică a acestui fenomen am luat probe simultan din cărbunele abatat de la frontul de lucru de la capătul transportoarelor cu raclete cu lanţ şi de la încărcarea vagoanelor la punctul terminus inferior al transportoarelor cu bandă. Experienţa a fost repetată de patru ori şi de la toate punctele vizate am luat cîte două probe. Din cele 24 probe care au coincis foarte bine, am determinat raportul de trecere prin probe de ciuruire. Acestea au arătat că fracţia de peste 8 mm scade de la abataj pînă la vagonet, de la 42,19% la 26,59%. Creşterea conţinutului de praf sub 1 mm este de 5,46%, ceea ce nu este neglijabil din punct de vedere al cerinţelor Uzinelor Dunărene. Este interesant că cea mai mare fărîmiţare relativă se constată la fracţia de 1—3 mm. Se pare că această granulaţie se potriveşte cel mai bine cu distanţa între raclete şi albia transportoarelor cu raclete.

Ţinînd seama şi de variaţiile inerente la luarea probelor, este incontestabil că transportorul cu raclete cu lanţ construit iniţial pentru transportul cărbunilor bulgări şi puţin friabili, corespunde mai puţin pentru transportul cărbunilor tari, cu tendinţă de fărîmiţare. La propunerea noastră, cu ocazia reamenajării transporturilor la frontul *101,* transportoarele cu raclete cu lanţ au fost scoase din circuit. Rezultatul experienţei de control este arătat în rîndurile *IV* şi *V* din fig. 7. Ameliorarea este evidentă, deşi compoziţia stocului de cărbune arătat s-a modificat faţă de experienţa precedentă, în urma reamenajării lucrărilor vechi care traversează frontul.

Afară de cauzele sus-amintite, se produc fărîmiţări şi la încărcarea vagonetelor, apoi la transportul vagonetelor încărcate. Proporţia acestora este însă redusă, după părerea noastră, deoarece la încărcarea vagonetelor înălţimea de cădere este mică. Trepidaţiile în timpul transportului cu vagonete modifică puţin granulaţia pentru că masa de cărbune se tasează şi împiedică deplasarea granulelor. Fărîmiţarea provocată prin aceasta trebuie să fie mai redusă decît toleranţa de erori la luarea probelor, deci se poate neglija.

Prepararea

La instalaţia centrală de preparare de la Komló (fig. 8) cărbunii bruţi se sortează pe ciururi calibrate la granulaţia de peste 45 mm, apoi pe site vibratoare la 18—45

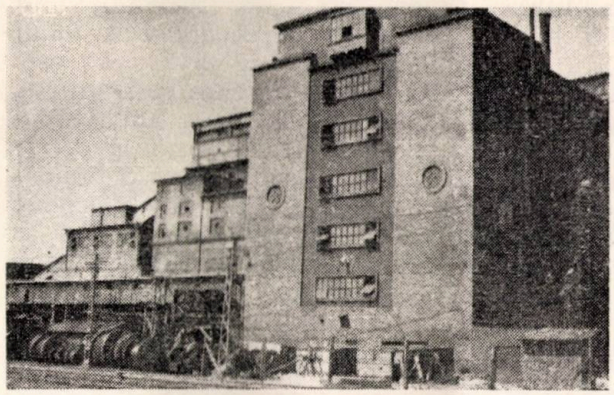


Fig. 8. Clădirea principală a preparaţiei de la Komló

mm, 8—18 mm şi 0—8 mm. Conţinutul de cenuşă al cărbunelui sortat este redus pe sortatoare pneumatice Martiny cu 10—12%. În cursul acestui proces tehnologic, cărbunele este ridicat cu transportoare cu bandă la site vibratoare, aşezate la nivelul +25,8 m, de unde — prin diferite jgheaburi alimentatoare şi prin alte instalaţii — ajunge în vagoanele de cale ferată aflate sub uzina de preparare. Se produce o fărîmiţare mai mult sau mai puţin accentuată în raport cu diferenţa de nivel şi cu felul deplasării în jos a cărbunilor, dacă acest lucru se întîmplă lent sau prin cădere. Fărîmiţarea provocată de fiecare agregat (site vibratoare, sortatoare, rodelere etc.) nu a putut fi determinată cifric pînă acum. De aceea, ne-am mărginit la o verificare amănunţită a drumului cărbunilor în interiorul uzinei de preparare şi la transformarea locurilor unde căderea cărbunilor ar putea provoca fărîmiţarea lor mai însemnată. În acest scop, am scos din circuit, de exemplu, toba de sfărîmare şi de sortare, la care cărbunele a ajuns la banda de alegere printr-un jgheab foarte înclinat de 3,5 m înălţime şi se fărîmiţează mult, iar funcţionarea în sine a tobei de sfărîmare contribuie şi ea la fărîmiţarea cărbunilor. După părerea noastră, atît ciuruirea cît şi sortarea sporesc cantitatea de mărunt cel puţin cu 2—3%. Pentru determinarea acestora, vom face experienţe pe scară industrială, în cursul cărora vom trasa, pe bază de măsurători exacte ale

extracției, graficele de randament ale instalației de preparare.

Stocarea (depozitarea)

La începutul și la sfîrșitul procesului de preparare, cărbunii sînt stocați și anume în silozurile de brut și în rezervoarele de stoc preparat.

Silozurile de brut compensează variațiile debitului transportului pe galerii și abaterile calitative ale vagonetelor sosite de la diferite locuri de muncă. Conținutul vagonetelor cu cărbune cocsificabil este adus, fără excepție, în silozul de brut, care este alimentat amestecat și în care se obține o calitate uniformizată la stocare. La alimentarea directă, conținutul de cenușă crește brusc cu mai multe procente, iar randamentul de extracție scade rapid. În silozurile de brut, cînd acestea sînt goale, cărbunele cade 12 m din vagonete basculante pînă la fundul silozului. Afară de aceasta, cărbunii mai sînt fărîmițați și de bucățile mari de steril tare din cărbune care lucrează ca niște ciocane.

Întrucît din motive de exploatare nu s-a ajuns pînă acum la determinarea cifrică a fărîmițării din siloz, trebuie să ne mulțumim cu valorile obținute prin apreciere. După noi, fărîmițarea din silozul de brut poate atinge 2,5%.

Cărbunii cocsificabili preparați pentru Uzinele de Fier Dunărene se depozitează în silozul de stoc de 1 000 t capacitate, avînd șase celule. Celulele de 170 t se încarcă una cîte una și nu se dă drumul conținutului lor în vagoanele de navetă de 60 t, decît în cazul cînd corespunde condițiilor de recepție ale uzinei de cocs. La începutul încărcării celulelor, cărbunele cade 8 m de la vagonetele basculante pînă la fundul silozului. Pentru stabilirea fărîmițării, am calculat rezultatele probelor de ciuruire făcute între 15 iunie—31 iulie 1956 pentru determinarea conținutului de praf sub 1 mm. Conform convenției încheiate cu uzinele de cocs, la umplerea fiecărui siloz am luat probe de pe banda de încărcare, dar pentru control și din vagoanele încărcate. Rezultatul obținut ca medie a 909 probe de ciuruire este redat în tabela 4. Se poate constata că și în silozurile de stoc se produce o sfărîmare. Valoarea medie a acesteia a fost rotund de 2% în iunie și de 1,8% în iulie.

Tabela 4

Fărîmițarea cărbunelui la silozul de stoc al preparației

Luna	Numărul încercărilor	Praful sub 1 mm	
		Sus	Jos
Iunie	318	32,83	34,86
Iulie	591	36,59	38,35

Concluziile rezumative ale experiențelor

În cursul cercetărilor efectuate pînă în prezent, am constatat că masa de cărbune extras este supusă în mare măsură stărimării succesive de la abataj și pînă la vagoanele gata de expediere. Fărîmițarea este provocată, în cea mai mare parte, de transportul subteran de la abataje, iar în cadrul acestuia prin transportul gravitațional din abatajele cu înclinare mare. Unul dintre efectele dăunătoare ale transportoarelor cu raclete cu lanț de tip „B" este sfărîmarea foarte puternică, din care cauză va trebui să eliminăm din exploatările de la Komló această instalație de transport, de altfel foarte practică. Introducerea transportoarelor cu raclete cu lanț la Komló este un exemplu caracteristic al mecanizării greșit aplicate. Înțelegem prin aceasta introducerea generală a unor instalații mecanice care s-au dovedit corespunzătoare în anumite locuri, fără a se ține seama de condițiile locale.

Minele din Komló produc în prezent zilnic circa 3800 t cărbuni asortați, din care circa 64% din abataje cu înclinare mare și circa 36% din abataje cu înclinare mijlocie și mică. Circa 78% din producție ajunge la vagonete sau la alte instalații de transport prin rostogoluri mai mici sau mai mari.

Rostogolurile susținute cu lemn și deseori foarte înclinate contribuie, de asemenea, la fărîmițarea cărbunilor: 17% din producția de cărbuni în R.P.U. a fost transportată pînă acum cu transportoare cu raclete cu lanț.

Între factorii cu efecte de fărîmițare, trebuie să mai menționăm instalațiile de sortare și de preparare ale preparației de la Komló și, în primul rînd, silozurile de brut și de stoc fără scocuri în spirală. Deși cercetările noastre sînt departe de a fi complete și, în multe locuri, mai necesită reexaminări, ordinea de mărime a fărîmițării se conturează de pe acum.

La preparație, afară de ciuruire și de sortare, silozurile de brut și de stoc provoacă mai mult fărîmițarea și formarea prafului de cărbune.

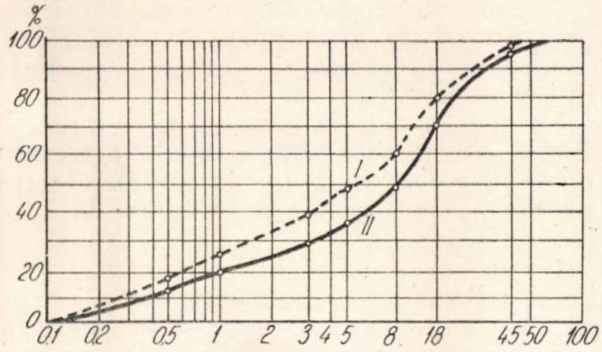
Cantitatea de 80% praf sub 1 mm în cărbunii bruți, calculată la fracția de 0—18 mm, corespunde unui conținut de praf de 24%, iar conținutul de praf al transporturilor destinate uzinei de cocs este în medie de 38%. Creșterea este deci, de 14%. Efectul parțial al fiecărui factor care provoacă fărîmițarea se poate evalua cu aproximație în felul arătat.

Dacă la cărbunele cocsificabil reușim să reducem formarea prafului numai cu 6% — de la 38% la 32% — greutățile se vor ameliora simțitor la spălătorie.

Măsuri tehnice pentru ameliorarea raportului de trecere a granulelor

Greutăţile amintite provocate de praf şi situaţia aprovizionării pe ţară cu cărbune cocsificabil au făcut necesară rezolvarea grabnică şi radicală a problemei prafului. În acest scop, s-au luat următoarele măsuri :

Cărbunii bulgări proveniţi de la locurile de muncă producătoare de cărbune cocsificabil, care pînă acum au fost valorificaţi pentru scopuri casnice şi altele, au fost sfărîmaţi într-un concasor cu dornuri la o



	0,0-0,5	0,5-1	1-3	3-5	5-8	8-18	18-45	+45
I	15,02	9,61	5,87	17,22	9,08	20,73	13,15	3,32
II	2,56	1,73	4,02	5,21	4,85	18,96	58,82	3,85
III	11,65	8,90	5,52	12,94	8,82	21,88	26,97	3,32

Fig. 9. Ameliorarea granulaţiei prin sfărîmarea cărbunilor bulgări cocsificabili

granulaţie de 0—45 mm şi adăugaţi la stocul de 0—45 mm, ciuruit pe un ciur calibrat. Prin aceasta s-a ameliorat granulaţia stocului de cărbune cocsificabil alimentat la preparaţie. Pentru determinarea modificării obţinute în raportul de trecere, s-au luat probe din fracţia 0—45 mm ciuruită din stocul produs de concasor şi din stocul alimentat la preparaţie. Rezultatul este arătat în fig. 9.

La mină s-a scos din circuit transportorul cu raclete cu lanţ al abatajului cu front lung *101*, care produce zilnic circa 400 t cărbune cocsificabil. După modificarea efectuată, cărbunele ajunge din scocurile oscilante direct pe transportorul cu bandă, iar de acolo în vagonete. Bineînţeles, măsurile menţionate nu epuizează toate posibilităţile oferite. Pe baza cercetărilor noastre, propunem executarea — într-un viitor apropiat — a următoarelor transformări:

Transportul în abataje să fie soluţionat sistematic în aşa fel încît să se asigure transportul menajat şi fără fărîmiţare a cărbunilor abataţi. În acest scop, la fronturile înclinate să se ia în considerare scocuri fixe aşezate cu schimbări repetate de direcţie şi prevăzute cu dispozitive pentru frînarea alunecării. Trebuie să încercăm dacă fronturile foarte înclinate nu s-ar putea aşeza cu o înclinare falsă şi să se lucreze cu susţineri laterale puternice, cu aşa zisul „front atîrnat". În acest caz, cărbunele din abataj poate fi adus la orizontul inferior fără fărîmiţare cu ajutorul unui transportor cu bandă în formă de albie, racordat la 45°. Mai trebuie experimentat apoi, spre a se vedea ce ameliorare poate fi obţinută cu instalaţiile de transport cu discuri împingătoare sau alte mijloace de reducerea vitezei.

Pentru eliminarea efectului de fărîmiţare al rostogolurilor, galeriile de abataj trebuie săpate, în general în strat, iar frontul trebuie exploatat de la un orizont la altul cu înaintare în retragere, fără a se lăsa stîlpi de protecţie de galerie străpunşi de rostogoluri. Acolo, unde din cauza presiunii, galeriile trebuie săpate în rocă mai stabilă, rostogolurile de încărcare racordate trebuie executate altfel decît cu susţinere cu lemn ca pînă acum. Se poate imagina, de exemplu, un rostogol de secţiune mai mare cu un singur compartiment, în care, pentru transportul cărbunelui să se monteze o coloană de tuburi de 400 mm, iar partea liberă a profilului să servească pentru circulaţie şi pentru aşezarea susţinerilor.

În acest caz, spaţiul de depozitare a cărbunelui pentru rostogol trebuie amenajat la capătul superior al coloanei de tuburi direct la extremitatea inferioară a frontului, pentru ca tuburile să fie în permanenţă pline şi stocul să alunece încet în riimul încărcării vagonetelor. Acolo unde nu putem renunţa la execuţia susţinerii obişnuite a rostogolului, vom încerca montarea unei căptuşeli din benzi de cauciuc demontate de la transportoarele cu bandă, care asigură alunecarea mai menajată a cărbunilor. Vom verifica de altfel şi în mină toate locurile de încărcare şi de trecere a cărbunilor şi vom elimina fărîmiţarea provocată prin căderea de la înălţime mare sau prin alte deficienţe. În cursul acestei acţiuni vom elimina complet şi transportoarele cu raclete cu lanţ.

Nu putem elimina fărîmiţarea la preparare provocată de sitele vibratoare şi de masele de sortare. În schimb, vom reduce fărîmiţarea cărbunelui în silozul de brut şi în silozul de stoc finit prin montarea unor scocuri spirale, albii cu pantă sau, ca mai sus, prin montarea unor scocuri din benzi de cauciuc. Ideile de bază ale propunerilor de mai sus au fost cristalizate şi proiectarea de detaliu este în curs. Executarea tuturor încercărilor şi realizarea tuturor măsurilor preconizate poate dura luni sau chiar ani de zile, însă prin ele vom obţine treptat situaţii din ce în ce mai bune. Ca

încheiere a studiului nostru, vom arăta importanța economică a problemei în legătură cu cîteva exemple practice.

Considerații economice în legătură cu fărîmițarea cărbunilor

Pe baza prețurilor actualmente în vigoare în R.P.U., pentru fiecare tonă de cărbune cocsificabil recepționat de uzina de cocs, se plătește un suprapreț de calitate de 36 forinți. Refuzarea cantității de 4160 t cărbuni cocsificabili cu praf provoacă trustului Komló, în decurs de 1½ lună, o pierdere de circa 150 000 Ft.

Uzina de cocs mai plătește, conform contractului de livrare a cărbunilor, la 35% praf, 5% suprapreț de calitate, iar pentru fiecare 1% ameliorare, cîte 1% suprapreț. La conținuturi de praf mai ridicate, se reține 2% pentru fiecare procent de praf în plus.

Livrînd anual 420 000 t cărbuni cocsificabili cu 38% praf, suma scăzută, calculată la baza de prețuri actuală, ar fi 4 488 000 Ft anual. Față de aceasta, exploatările de la Komló pot obține un spor de venit de 6 384 000 Ft dacă vor reduce conținutul de praf numai cu 6% prin luarea măsurilor preconizate. Este evident deci, că rezultatul așteptat justifică singur continuarea cercetării și chiar transformările tehnice mai costisitoare.

Fărîmițarea scade, bineînțeles, și valoarea sortimentelor de cărbuni industriali. Conform deciziei actuale de prețuri, cărbunii bulgări perfect ciuruiți se pot valorifica cu un preț de bază de 270 Ft pe tonă, cîtă vreme transporturile cu praf se facturează numai drept cărbuni bruți cu 138 Ft pe tonă. Fracțiunea de 8—18 mm din Komló este un sortiment căutat dacă este lipsit de praf și poate atinge un preț unitar de 263 Ft/t drept cărbuni de forjă. Dacă se depășește limita de praf, acest sortiment nu poate fi valorificat decît drept cărbune mărunt cu praf la un preț de 164 Ft/t. Dacă prin măsurile enumerate vom putea spori numai cu 6% cantitatea de cărbuni bulgări și de forjă — ceea ce întrece posibilitățile de realizare conform experiențelor noastre — trustul Komló va obține anual un plus de venit de circa 8 800 000 Ft.

Exemplele arătate nu epuizează nici pe departe posibilitățile economice oferite de către minele din R.P.U. prin reducerea fărîmițării. Cu ameliorarea granulației se va manifesta un spor de valoare mult mai mare la alte ramuri ale economiei naționale, pentru că pierderile de cărbuni provocate de granulele sub limită se mai încarcă atît la consumul casnic cît și la consumul industrial, cu cheltuielile de transport și de depozitare, pierderile de capacitate și scăderea randamentului focarului.

Sarcinile de viitor

Cunoscînd marea importanță economică a problemei, dorim să extindem lucrările noastre de cercetare și de experimentare conform programului următor:

1) cercetările privind granulația le vom extinde la stratele cîmpului de exploatare al puțului Beta și vom stabili starea de fărîmițare a acestora;

2) vom determina fărîmițarea cărbunilor din cîmpul de exploatare al puțului Beta în timpul transportului, pe porțiunea dintre puț și preparație;

3) vom stabili la preparația centrală efectul de sfărîmare în cursul procesului tehnologic de preparare în instalațiile respective, prin experiențe efectuate la scară industrială;

4) pentru verificarea rezistenței cărbunilor din R.P.U., vom repeta în condiții îmbunătățite, experiențele cu toba de centrifugare;

5) în același scop vom executa încercările de cădere amintite;

6) vom efectua probe de ciuruire pentru stabilirea cauzelor și proporției stării inițiale de fărîmițare cu probe luate din abataje și galerii de abataj, situate în adîncimi diferite de exploatare;

7) în același scop vom face observații sistematice pentru clarificarea efectului de sfărîmare datorit factorilor de abataj (suprafață deschisă de acoperiș, modul de susținere și de întreținere a acoperișului etc.).

Aceste cercetări vor servi, pe lîngă clarificarea problemei tratate, și pentru perfecționarea metodologiei experiențelor noastre în exploatare și, prin aceasta, pentru soluționarea și a altor probleme arzătoare ale exploatărilor de la Komló.

În legătură cu fărîmițarea cărbunilor, am arătat la ce concluzii tehnice și economice importante pot duce cercetările sistematice la exploatări. În viitor, trebuie să asigurăm un cadru mai larg activității în legătură cu dezvoltarea minelor. Această activitate a rămas pînă acum pe planul al doilea, pe lîngă grijile de toate zilele ale îndeplinirii planului de producție.

Observarea exactă și analizarea justă a proceselor de muncă sînt condiții esențiale în vederea eliminării lipsurilor la exploatările din R.P.U. și în vederea măririi productivității acestora.

Rezultatele cercetărilor noastre în această direcție le vom expune într-o lucrare separată.

Considerații asupra pericolului prafului în atmosfera locurilor de muncă în industria extractivă

Ing. Ion Pigui

Importanța deosebită pe care o prezintă pericolul prafului în atmosfera locurilor de muncă în industria extractivă, precum și complexitatea problemelor ce decurg din ea, a condus la realizarea unor multiple studii și cercetări.

In anii 1952—1953, în colaborare cu dr. Miron Lupșa am întreprins investigații legate de problema prafului și a îmbolnăvirilor profesionale provocate de acesta.

Ulterior, între anii 1953—1957, cu aceeași orientare s-au întreprins studii și cercetări, în colaborare cu laboratorul de protecția muncii din cadrul Centrului de Cercetări pentru Securitatea Minieră Petroșani prin chimista Gonteanu Ileana și dr. Mihai Zamfirescu.

Prezentarea considerațiilor de față se bazează pe rezultatele cercetărilor și studiilor indicate mai sus, precum și pe concluziile discuțiilor purtate cu dr. Barhat de la Institutul de boli profesionale București și ing. Vasile Chira, șeful exploatării, Petre Gheorghe-Săsar (Baia Mare).

I. Influența gradului de prăfuire a lucrărilor miniere în ceea ce privește îmbolnăvirile profesionale și în special silicoza.

Cu toate că mineritul se practică în țara noastră încă din timpuri străvechi, problemelor de prăfuirea locurilor de muncă și de îmbolnăviri profesionale ce decurg din aceasta, nu li s-a dat nici o importanță. Abia după actul istoric de la 23 August 1944 și, în special, după naționalizarea mijloacelor de producție, problemele privind protecția muncii și tehnica securității au devenit unul dintre obiectivele principale de stat, cărora Partidul Muncitoresc Romîn și guvernul țării le acordă o atenție deosebită și sprijin nelimitat.

Cercetările întreprinse de către instituțiile științifice medicale și, în mai mică măsură, de către institutele de cercetări tehnice, executate — în special — în sectorul minereurilor neferoase și în cel carbonifer, ne indică într-o oarecare măsură posibilitatea unei orientări.

Literatura de specialitate este bazată pe studii ce tratează influența prafului asupra organismului uman.

Congresele și conferințele ținute în ultimul timp au scos în evidență locul important ce-l ocupă pneumoconiozele în rîndul bolilor profesionale și, în special, silicoza. Această îmbolnăvire, care duce la modificarea țesuturilor pulmonare, este provocată de inhalarea, mai mult sau mai puțin îndelungată, a prafului rezultat în procesul de producție.

Interpretarea ce s-a dat modificărilor pulmonare, produse de acțiunea dăunătoare a diferitelor prafuri, după originea lor chimică și fizică, a variat în decursul timpului. Astfel, încă recent, s-a crezut că în lucrările miniere există prafuri nocive și prafuri fără efect vătămător. În ultimul timp însă, s-a ajuns la concluzia că toate prafurile sînt nocive, producînd îmbolnăviri care, în funcție de originea acestora, au primit diferite denumiri, dintre care citățm: silicoza, antracoza, silicatoza, asbestoza etc. (după unii autori). Uneori, prin inhalarea concomitentă a mai multor feluri de praf se constată că unele pneumoconioze se asociază cu alte boli cum ar fi: antraco-silicoza și silico-tuberculoza.

Condițiile de zăcămînt, caracteristicile lor mineralogice și petrografice, metodele de lucru aplicate explică, într-o oarecare măsură, cazurile de îmbolnăviri ce se înregistrează printre muncitorii industriei extractive din țară. Între îmbolnăvirile pulmonare, boala ce prezintă pericolul cel mai mare, mai ales în sectorul de minereuri neferoase, este *silicoza.*

Creşterea volumului de producţie reclamă perforarea unui număr considerabil de găuri de mină, care împreună cu neglijarea luării măsurilor necesare de prevenire şi de combatere a prafului, pot duce la o creştere a îmbolnăvirilor de silicoză. Răspîndirea îmbolnăvirilor de silicoză din R.P.R. nu este suficient cunoscută, datele stastice existente oglindind numai parţial situaţia din diferitele sectoare miniere.

Pînă în prezent, în lumea medicală, silicoza este considerată ca o boală nevindecabilă, iar în anumite faze de îmbolnăvire evoluează progresiv, ajungînd chiar la deces. Tratamentul aplicat, în prezent tuturor pneumoconiozelor este insuficient, astfel încît leziunile produse rămîn definitive. În unele cazuri fericite, cînd îmbolnăvirea este în fază incipientă, se poate ajunge la o stagnare a modificărilor pulmonare produse. Dacă urmărim cauzele şi evoluţia silicozei, constatăm că teza „fără SiO_2 liber, nu se produce silicoză", aprobată unanim în anul 1930 de către participanţii la conferinţa de la Johannesberg, n-a fost pînă în prezent infirmată. Aceasta nu înseamnă că influenţa celorlalte prafuri, inclusiv a celor de cărbune, a fost subestimată. Cercetările întreprinse recent de *King* au arătat că, în cazul creşterii cantităţilor prafului de cărbune, acţiunea vătămătoare — chiar a unor cantităţi mici de SiO_2 — se măreşte. Menţionăm că, în literatura de specialitate, părerile asupra acestei probleme sînt controversate.

Cercetările întreprinse în ultimul timp de *Landwer* arată că în plămîni pot pătrunde particule de praf de forme diferite. Astfel, s-au găsit particule în formă de ace „unidimensionale" (azbest) pînă la o lungime de 100 μ, particule lamelare „bidimensionale" (mică, talc, cărbune) pînă la o lungime de 10 μ şi o grosime sub 1 μ şi particule rotunde tridimensionale (cuarţ, feldspat, carbonat) pînă la o mărime de 3 μ. Pericolul cel mai mare pentru îmbolnăvirile de silicoză îl prezintă particulele mai mici de 3 μ.

Expunerea muncitorilor la o acţiune continuă şi de durată a prafului în concentraţii mari conduce la îmbolnăviri, care — în anumite împrejurări — prezintă cazuri grave, cu evoluţie rapidă.

Faţă de situaţia prezentată, este clar că datoria tehnicienilor şi a medicilor este de a duce o acţiune continuă şi susţinută pentru combaterea tehnică a prăfuirii locurilor de muncă. Pentru aceasta este necesar a se da atenţia cuvenită determinării gradului de prăfuire a locurilor de muncă, respectiv stabilirii pericolului pe care îl prezintă praful. În funcţie de rezultatele obţinute, se impune luarea de măsuri imediate în vederea creării unor condiţii optime de muncă, care să asigure — pe cît posibil — securitatea deplină a muncitorilor.

Deşi tehnica executării lucrărilor din industria extractivă (puţuri, plane înclinate, galerii, camere, bazine etc.) este aceeaşi datorită caracteristicilor mineralogice ale zăcămintelor şi, în special, condiţiilor de aeraj, remarcăm faptul că sectorul de minereuri şi sectorul carbonifer se deosebesc din punctul de vedere al pericolului pe care-l prezintă praful. În cadrul analizei prăfuirii locurilor de muncă, trebuie să se ţină seamă că lucrările miniere se execută în spaţii reduse, limitate de respectarea normelor de tehnica securităţii şi de factorii tehnico-economici, în timp ce, în cadrul instalaţiilor de rambleiere şi de preparare a minereurilor, se creează concentraţii de praf în spaţii mari, în special la operaţiile de sfărîmare şi de clasare.

Prăfuirea atmosferei din lucrările miniere se datoreşte, în primul rînd, operaţiilor ce se efectuează la înaintarea fronturilor de lucru ale lucrărilor de deschidere, de pregătire şi de exploatare, ca: extragerea, încărcarea, transportul, extracţia, rambleierea, surparea dirijată etc. Se mai datoreşte de asemenea şi unor surse care măresc gradul de prăfuire al aerului ce intră în mină, ca: instalaţiile de rambleiere, instalaţiile de preparare, halde etc., surse ce pot fi înlăturate.

Mărimea gradului de prăfuire al aerului din subteran este condiţionată de operaţiile ce se execută şi de specificul lucrărilor miniere, care, în funcţie de ventilaţie, conduc la formarea şi extinderea zonelor de prăfuire, de mărimi nebănuite.

Prin cercetările preliminare efectuate, în care s-a ţinut seamă de toţi factorii (componenţa mineralogică, condiţiile de aeraj, mijloacele tehnice folosite, fluctuaţia muncitorilor etc), s-a stabilit că un procentaj de 90%—100% — în cazul anumitor operaţii — şi de 70—80% din efectivul subteran al anumitor sectoare metalifere neferoase, este expus pericolului de îmbolnăvire de silicoză, în timp ce, în sectorul de cărbune şi numai la anumite bazine, acest procent variază numai între 10—20%.

La instalaţiile de producere a rambleului, sau la secţiile de antezdrobire şi măcinare uscată a uzinelor de preparare, procentul muncitorilor expuşi efectului vătămător al prafului depăşeşte, în anumite împrejurări, 80%. Pericolul se poate extinde şi asupra muncitorilor din flotaţie, în cazul în care aceste secţii nu sînt separate de încăperile ocupate de către agregatele de sfărîmare.

Din cele expuse, rezultă — în mod evident — că prăfuirea din lucrările miniere, din instalaţiile de producere a rambleului şi din uzinele de preparare a substanţelor minerale utile trebuie să formeze obiectul unei deosebite atenţii.

Rezultatele studiilor şi ale cercetărilor întreprinse în vederea stabilirii modului de formare a prafului şi gradului de pericol prezentat de acesta, trebuie să stea la baza elaborării măsurilor tehnico-organizatorice de prevenire şi de combatere a efectului nociv al prafului.

II. Pericolul prafului din atmosfera lucrărilor miniere

Luînd în considerare sursele de prăfuire din lucrările miniere, provenienţa prafului se apreciază procentual, după cum urmează:

— 80—85% din operaţia de perforare mecanică a găurilor de mină;
— 5—10% din operaţiile de împuşcare;
— 5—10% din restul operaţiilor.

Procentul de praf produs prin operaţia de perforare a găurilor de mină depinde de compoziţia chimico-mineralogică a rocilor, de procedeul de perforare (pneumatic, electric, uscat sau umed), de numărul de perforatoare ce lucrează în frontul de lucru, de tăria şi de gradul de fisuraţie al rocilor sau al substanţelor minerale utile, de umezirea naturală pe care o prezintă etc. Se menţionează că praful are o compoziţie chimică şi mineralogică procentual deosebită de a rocii sau a substanţei minerale utile.

Aerul prăfuit din lucrările miniere se compune din aerosoli, şi anume:

— praful propriu-zis, format din particule mai mari de 1 micron, care se observă la locul de muncă cu ochiul liber.

— nori sau ceţe, ale căror particule sînt cuprinse între 1 micron şi 0,01 microni şi pot fi puse în evidenţă cu mijloace microscopice;

— fumurile care sînt compuse din particule mai mici de 0,01 microni, ce se observă cu mijloace ultramicroscopice şi care se află în permanentă mişcare, chiar în medii liniştite, dispersîndu-se foarte repede, în general fără a se depune.

În cazurile cînd particulele depăşesc un milimicron, se formează soluţii adevărate, cu dispersie moleculară.

În publicaţiile tehnice, clasificarea lui *Gibbs* a dat naştere, datorită greutăţilor întîmpinate în domeniul cercetărilor întreprinse, la interpretări diferite în privinţa limitelor pe categorii.

Suspensia de particule de praf, din categoria prafului propriu-zis, care determină starea de aerosoli în aerul din lucrările miniere în mod teoretic, depinde de echilibrul ce se stabileşte între forţa rezultată din greutatea particulelor de praf în cădere şi forţa de rezistenţă a frecării particulelor respective în cădere şi se poate calcula cu ajutorul formulelor următoare:

$$F = 4/3r^3 (\gamma - \gamma_0)$$

în care:

r este raza particulei de praf;

γ_0 — greutatea specifică a aerului,

γ — greutatea specifică a particulei de praf.

$$R = 6\pi r^2 \eta \cdot a,$$

în care:

r este raza particulei de praf;

η — viscozitatea dinamică;

a — variaţia vitezei de deplasare în lungul unităţii de lungime, în direcţie perpendiculară pe faţa comună (gradientul de viteză).

Particulele cele mai voluminoase din categoria „prafului propriu-zis" se depun cu o viteză variabilă, fiindcă forţa de rezistenţă nu poate echilibra forţa greutăţii.

În cazul particulelor micronice şi, în parte, chiar în cazul particulelor submicronice, cele două forţe se echilibrează şi acestea se depun cu o viteză uniformă, care se calculează după formula lui Stokes:

$$V = 12 \cdot 10^5 r^2 \cdot \gamma,$$

în care:

r este raza particulei de praf;

γ — greutatea specifică a prafului.

Particulele foarte fine submicronice şi, în special, cele inframicronice, în general, nu se depun nici chiar într-o atmosferă liniştită, sau necesită pentru aceasta un timp extrem de îndelungat.

Urmărind căderea particulelor micronice într-o atmosferă liniştită pentru praful în formă sferică, care ar avea o greutate specifică de 2 kg/dm³, se constată următoarele (tabela 1).

Tabela 1

Diametrul, microni	Viteza, cm/s	Timpul necesar depunerii de la înălţimea de 1,5m, după formula Stokes
10	0,6	4' şi 10"
5	0,16	15' şi 37"
2	0,024	1h 44' şi 10"
1	0,006	6h 56' şi 40"
0,5	0,0015	27h 46' şi 40"

Întrucît legile pe care s-au bazat considerentele de mai sus se referă la comportarea particulelor de praf într-un mediu liniştit şi la particulele de formă sferică, ceea ce nu corespunde situaţiei de la locul de muncă, considerăm că, în aerul din lucrările miniere, particulele sub doi microni şi chiar mai mari, practic, rămîn în suspensie. Acest

lucru este explicabil, deoarece pentru particulele fine din aer este suficientă o cît mai mică mişcare a aerului pentru a le menţine în permanenţă în suspensie în atmosfera locului de muncă. De altfel, particulele, avînd o formă nesferică, ocupă în cădere poziţia după axa lor longitudinală, opunînd astfel o rezistenţă maximă la cădere.

Pentru exemplificarea gradului de prăfuire a aerului la locurile de muncă din subteran, unde nu s-au luat măsuri de prevenire şi de combatere, este necesar a se arăta că prăfuirea prezintă variaţii mari. Astfel, cantitatea de praf variază între cîteva zeci de mii de particule de praf la 1 cm^3 (30—30.000) şi ajunge, în condiţii defectuoase de aeraj, să depăşească 100.000 de particule, dintre care particulele sub 3 μ reprezintă circa 60—80%.

Cercetători ca Petrov şi Anciuntina, P. P. Dvijkov şi V. I. Fedorova, Vigdorcic, A. Policard, A. Callet, I. Ralyte şi alţii au adus dovezi noi asupra importanţei covîrşitoare a prafului foarte fin. Din analiza la microscopul electronic, sau prin microcombustie, a secţiunilor ultrasubţiri, de o jumătate de micron din ţesutul pulmonar, s-a ajuns la concluzia că masele silicotice conţin o cantitate considerabilă de particule submicronice şi inframicronice. Ţinînd seamă de tehnica de lucru, autorii au arătat că rezultatele sînt inferioare realităţii şi astfel au pus în evidenţă, în mod indirect, cantităţi considerabile şi în proporţie nebănuită de praf submicronic şi chiar inframicronic în aerul locurilor de muncă. Cantitatea de particule găsite în plămîni nu reprezintă altceva decît efectul celor constatate în aerul locurilor de muncă.

Cuceririle recente ale ştiinţei au deschis, pentru tehnicieni şi medici, probleme foarte spinoase, dintre care — în special — se atrage atenţia asupra următoarelor:

— aplicarea de metode eficace de prevenire şi combatere;

— determinarea pericolului prezentat de particulele submicronice, care — la rîndul ei — ridică problema reconsiderării determinării prăfuirii locurilor de muncă şi a fixării limitelor superioare admisibile de praf;

— stabilirea zonelor de prăfuire, în funcţie de specificul activităţilor respective.

În ce priveşte limitarea cantităţilor de praf din aerul locurilor de muncă din subteran şi din instalaţiile de preparare şi de producere a rambleului, literatura de specialitate este vagă şi generală, situaţie ce se reflectă chiar şi în legislaţia existentă.

Problema normelor obligatorii este redusă la fixarea unor norme raportate, pentru diferite categorii de praf, în funcţie de conţinutul de SiO_2 şi de mijloacele de combatere considerate la un nivel tehnic existent, fără ca aceste norme să fie cel puţin coordonate în cadrul diferitelor normative apărute. Astfel, în normele de tehnica securităţii pentru minele de cărbuni şi nisipuri bituminoase, publicate în 1951, care sînt în curs de revizuire, prin articolul 839 se fixează limite foarte largi, în funcţie de conţinutul de SiO_2 liber şi aceste limite sînt fixate într-un mod cu totul nejust, referindu-se la particulele de praf cu dimensiunile între 5—10 microni. În acest sens, citäm art. 838:

„In raport cu praful, cantităţile maxime de praf în aerul de la locurile de muncă se fixează după cum urmează:

a) pentru praful ce nu conţine SiO_2 liber, se admit pînă la 1 800 de particule pe cm^3;

b) pentru praful cu SiO_2 liber sub 10%, se admit pînă la 1 100 de particule pe cm^3;

c) pentru praful ce conţine între 10—40% SiO_2 liber, se admit 350 de particule pe cm^3;

d) pentru praful cu un conţinut de peste 40% SiO_2 liber, se admit maximum pînă la 180 de particule pe cm^3.

Numărul particulelor amintite anterior se referă la particulele de praf avînd dimensiunile între 10—5 microni".

Pentru sectorul de minereuri, „Normele de tehnica securităţii" (lucrul în mină) publicate tot în 1951, prin articolul 103, fixează, de asemenea, limite în funcţie de SiO_2 liber, limitele fiind însă considerate pentru particulele cu un diametru sub 5 microni. În acest sens citäm art. 103:

„Cantităţile de praf conţinute în aerul de mină trebuie măsurate periodic prin metoda gravimetrică, prin metoda conimetrică sau prin ambele.

Măsurările se referă la particulele de silice libere, dăunătoare sănătăţii muncitorilor.

In orice punct al curentului de aer nu vor putea fi depăşite următoarele proporţii:

— 300—400 particule de praf fin pe 1 cm^3 de aer la un conţinut al rocii de 1—5% SiO_2 liber;

—200—300 particule de praf fin pe 1 cm^3 de aer la un conţinut al rocii de 5—10% SiO_2 liber;

— 160—170 particule de praf fin pe 1 cm^3 de aer la un conţinut de 10—25% SiO_2 liber;

— 100—120 particule de praf fin pe 1 cm^3 de aer la un conţinut al rocii mai mare de 25% SiO_2 liber.

Prin praf fin, se înţeleg particulele cu un diametru sub 5 microni.

Normativul de la un alt sector de minereuri publicat în 1956 prevede la punctul 4, anexa 3, că:

„Pentru controlul eficacităţii perforajului umed sau al altor mijloace de luptă împotriva prafului, înainte de începerea abatării minereului sau de executarea înaintări-

lor, dar cel puţin o dată pe lună, se va determina conţinutul din aer.

Ca limită, se admite concentraţia prafului în aerul din zona de lucru a frontului:

a) 2 mg/m³ în lucrările din roci sau minereuri, care conţin cel mult 10% silice liberă (SiO_2);

b) 10 mg/m³ pentru restul felurilor de praf".

Aceleaşi limite de concentraţie şi fără a se face vreo precizare în ce priveşte granulometria sînt fixate şi prin STAS 1238—30.

În normele de tehnica securităţii pentru minele de cărbuni şi pentru nisipuri bituminoase, prin art. 841 se oglindeşte şi confuzia ce există în această problemă, şi anume: deşi prin art. 839 se vorbeşte de conţinutul de SiO_2 liber în praf, prin art. 841 se reglementează stabilirea conţinutului de SiO_2 în rocă.

Din cele expuse, rezultă că legislaţiile respective în problema pericolului ce prezintă praful din atmosferă sînt lipsite de concordanţă şi, prin urmare, sînt confuze.

Se remarcă de asemenea faptul că acestea se referă numai la conţinutul de SiO_2 liber, fără a ţine seamă şi de restul componenţilor din aerul prăfuit al lucrărilor miniere, care, prin prezenţa lor, măresc pericolul de îmbolnăvire. Această problemă a fost dezbătută şi în sesiunea de silicoză din Eisleben, unde — din referatele prezentate — rezultă că Institutul de cercetări de silicoză din Bochum a încercat să determine, pentru diferite roci, „cifra gradului de nocivitate", prin executarea unor probe de perforare cu un echipament unic, ţinînd seamă de diagrama-scară în care se consideră cuarţul cu valoarea 1, iar carbonatul de calciu curat cu valoarea 0.

Din praful sub 0,042 mm. se calculau procentele de elemente integrate în diagrama-scară şi se înmulţeau cu valorile indicate în această diagramă, rezultatul obţinut prin însumare fiind considerat ca grad de nocivitate al rocii respective.

Tot cu această ocazie, s-a mai propus ca „cifra gradului de nocivitate" indicată mai sus să fie multiplicată cu cantitatea de praf măsurată în mg/m³.

Stabilirea gradului de nocivitate în acest mod este greoaie şi nu dă decît indicaţii aproximative privind pericolul de silicoză în cazul perforării într-o rocă anume, dar nu aduce reglementarea prin norme raportate la diferite categorii de praf, în funcţie de SiO_2 şi de mijloacele de combatere bazate pe un nivel tehnic superior. Din aceste motive, considerăm că soluţia dată nu reprezintă calea cea justă.

Expunerea făcută nu poate nici pe departe să cuprindă prelucrarea vastului material documentar, scris în acest domeniu; ea urmăreşte numai să arate noua orientare în problema conţinutului de praf al aerului din lucrările miniere.

La noi în ţară, începînd cu anul 1949 şi chiar mai înainte, afară de cîteva cercetări izolate, s-au făcut, de către Institutul de Igienă-Cluj şi ulterior de către Institutul de Igienă şi Boli Profesionale-Bucureşti, precum şi de către Centrul de cercetări pentru securitatea minieră-Petroşani, determinări pentru stabilirea gradului de prăfuire a atmosferii din subteran.

Din cercetările întreprinse şi din studierea materialului, s-a ajuns la concluzia că rezultatele obţinute sînt neconcludente. Aceasta se datoreşte lipsei unei metodologii unice pentru determinarea şi studierea prăfuirii industriale.

Din examinarea determinărilor efectuate, se constată că, chiar dacă ele au fost făcute de organe de specialitate, în majoritatea cazurilor n-au depăşit caracterul de sondaj.

În cadrul unităţilor operative însă, se poate afirma că există o lipsă totală de determinări, deşi, prin normele în vigoare, executarea lor este obligatorie. Aceasta nu se datoreşte unei delăsări, ci lipsei de orientare în domeniul respectiv şi imposibilităţii de a executa determinările normativelor în vigoare.

Pînă în prezent, în R.P.R., pentru determinarea conţinutului de praf din aer au fost aplicate metodele conimetrice şi gravimetrice sau gravi-conimetrice — cu aparatele cunoscute: alonja, impingerul, camera de sedimentare Selican, Owens I etc. — purtîndu-se unele discuţii între Institutul de Igiena Muncii şi Boli Profesionale al R.P.R. şi Institutul de Igienă din Cluj asupra importanţei gravimetriei sau a conimetriei.

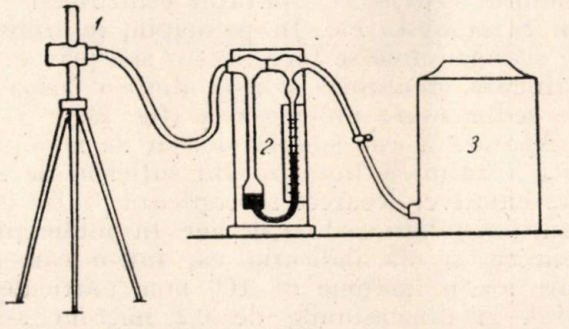


Fig. 1. Aparat pentru determinarea gravimetrică a prafului:
1 — tub de filtru standardizat; *2* — reometru pentru determinarea volumului de aer aspirat; *3* — ejectorul sau aspiratorul de praf.

Metodele gravimetrice obişnuite pentru determinarea gradului de prăfuire sînt cele mai vechi şi în străinătate sînt folosite, în special, ca măsură de comparaţie. Se urmă-

reşte, în principiu, prinderea prafului pe filtre şi cîntărirea atît a lui, cît şi a cantităţii de aer cu praf absorbită pentru filtrare. Acest procedeu reclamă cantităţi mari de aer şi timp îndelungat de măsurare, cum şi o aparatură complexă (tuburi pentru filtre, reometru ejector sau aspirator, etuvă, exicator, balanţă analitică etc.) (fig. 1).

Se menţionează că prinderea particulelor de praf fin este incompletă, conducînd, în special în ce priveşte praful submicronic, la erori în aprecierea nocivităţii.

Cele mai răspîndite metode de măsurare sînt cele conimetrice, adică acelea în care particulele de praf se fac vizibile datorită caracteristicilor mineralogice ale prafului, fiind apoi măsurate cu ajutorul microscopului. Metodele conimetrice se bazează pe metoda recoltării prin sedimentare sau prin izbirea particulelor de un obstacol, cum şi prin alte metode speciale.

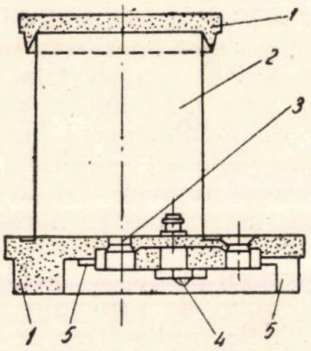


Fig. 2. Camera de sedimentare:
1 — postament masiv cu o adîncitură pe suprafaţa lui superioară; *2* — cilindru cu capac detaşabil; *3* — capac detaşabil; *4* — lamelă pentru sedimentarea prafului; *5* — pîrghie pentru mişcarea lamelelor; *6* — şurub de rotire.

Metoda recoltării sedimentare se face prin camera de sedimentare de diferite tipuri, contorul Owens II, aparatul centrifugal al lui Stoianovski etc. În principiu, indiferent că sedimentarea se face liniştit sau prin centrifugare, aparatura constă dintr-o cameră de sedimentare propriu-zisă (fig. 2).

Aparatura este simplă şi uşor de manipulat. Rezultatele însă nu sînt suficient de reprezentative, deoarece se captează praful din cantităţi relativ reduse de aer. În publicaţiile tehnice, se dă indicaţia că, într-o cameră care are o înălţime de 100 mm, particulele pînă la dimensiunile de 0,2 microni s-ar depune în timp de trei ore. Amintim că particulele submicronice şi, în special, cele inframicronice nu se depun nici într-o atmosferă liniştită, sau necesită un timp extrem de îndelungat, prezentînd o mişcare spontană şi dezordonată.

Metoda recoltării prin izbirea particulelor de un obstacol aşezat în faţa curentului se face — în mod obişnuit — prin conimetrele Zeiss, Kotse şi Owens I, iar în cazul recoltării se face prin izbirea sub lichid de recoltare prin Impinger.

În principiu, conimetrele funcţionează prin absorbirea unei cantităţi de aer prăfuit (circa 50 cm³), care este aruncat —

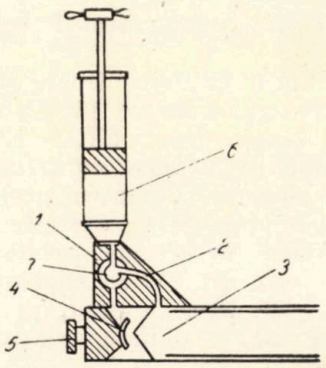


Fig. 3. Schema conimetrului Owens:
1 — cilindrul metalic căptuşit cu hîrtie de filtru; *2* — fantă îngustă pentru trecerea aerului; *3* — lamelă pentru recoltarea prafului; *4* — suportul pentru aşezarea lamelei; *5* — şurub pentru mişcarea suportului; *6* — pompă; *7* — robinet cu două căi.

prin fante special construite — pe plăci sau filtre umezite cu substanţe speciale, urmărindu-se prin aceasta prinderea prafului pe ele.

Lamelele se supun cercetării microscopice pentru determinarea numărului de particule de praf. Firma Zeiss a construit o lamelă în formă de disc, împărţită în 30 de sectoare, gravate special pentru numărat, cu ajutorul căreia se poate lua un număr mare de probe deodată.

Aparatura este uşor de manipulat. Rezultatele nu sînt însă suficient de reprezentative, deoarece recoltează praful din cantităţi reduse de aer şi la concentraţii mai ridicate (500 de particule/cm³ — 2.000 de particule/cm³); particulele se suprapun sub formă de dîră, astfel încît distingerea lor nu mai este posibilă.

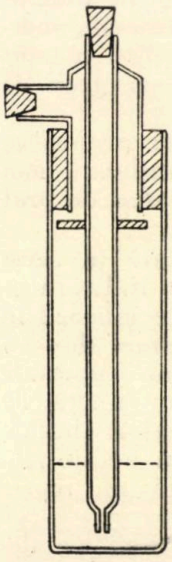


Fig. 4. Impinger.

Metoda de determinare prin Impinger este frecvent utilizată în lucrările de cercetare din R.P.R.

Se aspiră aerul prăfuit la locul de muncă prin tubul lateral, silindu-l să pătrundă în tubul central, unde se dispersează, la capătul acestuia, în bule de aer, care, în drumul lor, se vor izbi de fundul vasului de recoltare, de unde aerul este eliminat prin tub. Astfel, în lichidul de recoltare, se reţin, în special, particulele micronice. Publicaţiile tehnice arată că

reținerea, pentru particulele de peste 1 micron este în proporție de 95%. Aparatul este prevăzut cu o pompă pentru aspirații și un reometru pentru stabilirea cantității de aer ce a trecut prin tub. Numărarea sau stabilirea dispersiei particulelor din lichidul recoltat se face cu ajutorul microscopului pe lame special construite (Türk sau Bürker).

Determinarea SiO_2 se face pe cale microscopică și cu ajutorul tetralinei. Determinarea gravimetrică se realizează prin cîntărirea creuzetelor sub formă de capsulă înainte de umflarea lor și după evaporarea lichidului.

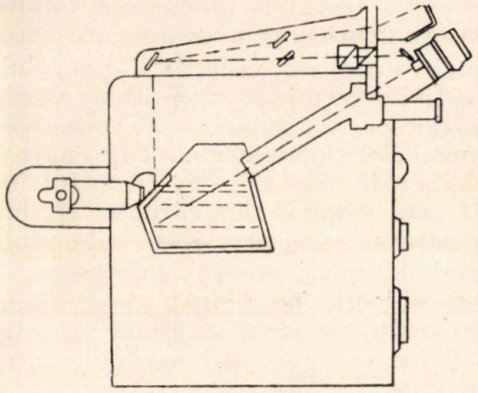


Fig. 5. Tyndalometru.

Pentru determinări gravimetrice cît mai exacte, se utilizează în străinătate tyndalometrul (fig. 5), care se bazează pe proprietatea particulelor mici de praf de a dispersa lumina ce cade pe ele.

Praful din aerul de mină se introduce în camera obscură și se lasă în liniște (30—60 de secunde), pentru ca particulele de dimensiuni mari să aibă timp să se depună. Peste aerul prăfuit, se trece un fascicol de lumină, a cărei dispersie se măsoară prin compararea luminozității cu ajutorul unor curbe de evaluare, determinînd astfel conținutul în mg/m^3.

Măsurătorile sînt exacte numai pentru prăfuirile care au o compoziție uniformă, pentru celelalte evaluîndu-se după valori medii apreciate. În unele țări, tyndalometrul se folosește, pe scară mare, ca o completare a conimetriei.

În străinătate se mai folosește pentru măsurători de control precipitatorul termic (fig. 6).

Prin golirea rezervorului de apă, se aspiră aer în tubul în care este așezat filamentul de platină, aprins cu ajutorul unui acumulator. Din cauza curenților radiari, ce se creează în jurul firului de platină aprins, particulele se depun pe cele două lamele de sticlă, ce se află de o parte și de alta a firului, în deschizăturile tubului.

Aparatul, deși este precis în măsurătorile de control, totuși nu poate fi extins deoarece echipamentul și operațiile sînt greoaie.

În ultimul timp, se folosesc metode cu ultramicroscopul cu fantă, ce permite analiza conimetrică a prafului direct pe aerul atmosferic și chiar fotografierea lui.

Din cele expuse anterior, rezultă că metodele pentru determinarea gradului de prăfuire se disting după modul de recoltare a probei și după principiul de apreciere a analizei ei.

Astfel, pentru determinarea concentrației (gradului) de prăfuire prin metode gravimetrice, probele se analizează, fie separînd praful de mediul de dispersie, fie fără separarea lui. La separarea prafului din faza de dispersie de mediul (de dispersie), se aplică principiul filtrării sau al sedimentării. Prin aplicarea filtrării, gradul de prăfuire se determină prin metoda gravimetrică, colorimetrică și volumetrică, iar în cazul aplicării sedimentării, depunerile au loc fie spontan, fie prin electroprecipitare ori termoprecipitare.

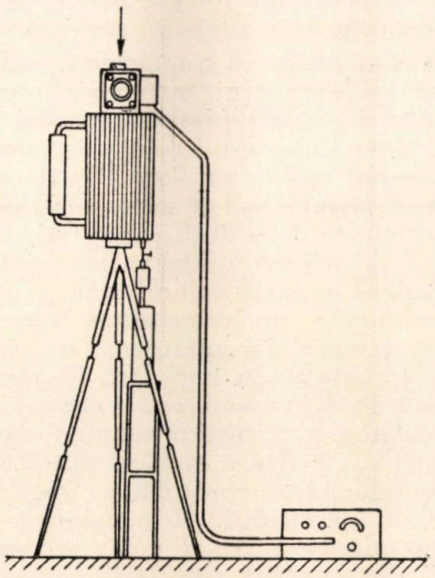


Fig. 6. Precipitatorul termic.

Metodele de gravimetrie avansate determină cantitatea de praf, fără ca din faza dispersată să fie separat praful de mediul de dispersie, și anume: concentrațiile gravimetrice se determină cu ajutorul intensității luminoase, folosind principiul razei Tyndall, sau prin aplicarea fotometriei.

La determinarea gradului de prăfuire prin metode conimetrice, se disting metode bazate pe sedimentarea particulelor de praf și pe izbirea particulelor de un obstacol așezat în fața curentului de aer.

La determinarea gradului de prăfuire prin metoda gravio-conimetrică (Impinger), recoltarea probei se efectuează prin izbire sub lichid de recoltare.

Se impune o atenţie deosebită în luarea probelor de praf din atmosfera de lucru.

La colectarea probelor de praf, trebuie să se ţină seamă că, în cursul diferitelor activităţi, există perioade de prăfuire intensive, care prezintă caracteristici foarte diferite, ceea ce face ca acţiunea patogenă a prafului să fie în funcţie de intensitatea prăfuirii şi de durata expunerii.

Dozarea prafului din probă, cu excepţia cazurilor în care se aplică metoda de măsurare directă (opacimetria şi tyndalometria), poate fi efectuată prin filtrare sau prin acţiunea unui cîmp de forţe.

Metodele obişnuite de măsurare bazate pe principiul filtrării sau al sedimentării, care utilizează acţiunea slabă a cîmpului gravitaţional asupra particulelor de ordinul micronic, sînt în prezent depăşite de metode de măsurare mai avansate.

Cercetările întreprinse la noi în ţară şi care au format baza comunicărilor făcute pînă în prezent au folosit, pentru executarea măsurătorilor, metode vechi de lucru.

Pentru analizarea conimetrică, cele mai indicate mijloace sînt membranele cu pori microscopici şi precipitatorii termici sau electrici, bineînţeles cînd condiţiile din subteran permit aplicarea lor. Dintre acestea, utilizarea membranelor pare a fi cea mai bună, deoarece — datorită modului de luare a probei şi omogenităţii membranei — se realizează o repartiţie uniformă a particulelor ca număr şi dimensiuni, iar praful poate fi cercetat la microscop, în starea în care el se găseşte în aer, fără să fie nevoie de vreun mediu umed sau vîscos. Chiar şi din aplicarea precipitării termice sau a celei electrice, rezultă o concentraţie numerică şi o granulometrie variabilă pe zona de depunere a aparatului. Prin folosirea membranelor microscopice, se poate afirma că se elimină din cadrul cercetării, în cea mai mare parte, formarea de aglomerări artificiale şi se îndepărtează praful grosier (mai mare de 5 microni), iar depunerile uniforme şi nealterate pot fi examinate direct la microscop.

O dată probele luate, se impune analizarea lor. Această analiză trebuie să-şi ajungă scopul urmărit, şi anume acela de a determina particulele cele mai nocive şi de a stabili componenţa lor mineralogică (cuarţ, silicaţi, minerale accesorii etc.).

La determinările executate în minele de cărbuni, trebuie să se aibă în vedere şi determinarea sterilului şi a cărbunelui din praf. Pentru a se putea trage concluzii juste, trebuie ca acestea să se refere, în special, la praful de steril, care este cel mai nociv.

Determinarea numărului de particule dintr-o probă luată se face cu ajutorul microscopiei, fie pe cale optică, fie pe cale fotometrică. În ultima vreme, se utilizează microscopul cu proiecţie, care permite observarea particulelor cu un diametru mai mare de 0,2 microni. În cercetările de specialitate, se foloseşte ultramicroscopul.

Considerîndu-se faptul că analizarea probelor după metoda conimetrică este de lungă durată şi obositoare, în centrele de specialitate s-a trecut la analizarea fototehnică sau la analizarea prin comparare directă.

Pentru stabilirea nocivităţii prafului, nu este suficientă numai indicarea numărului de particule. Se impune determinarea şi a componenţilor mineralogici, ca: cuarţ, silicaţi, minerale accesorii etc. În cazul în care praful este compus din cărbune şi din steril, se impune — în prealabil — determinarea prafului de steril, pentru a se putea studia în mod obiectiv nocivitatea respectivă, deoarece praful de steril exercită o influenţă dăunătoare cu mult mai mare decît praful de cărbune.

Stabilirea sterilului din amestecul de praf de cărbune cu steril se face prin metode pur optice, ţinîndu-se seamă de criteriul de diferenţiere „transparent", „opac", de criteriul de diferenţiere prin dublă refracţie, sau de criteriul constînd în înlăturarea particulelor de praf de cărbune prin calcinare la 550°.

Pentru stabilirea gradului de nocivitate al prafului, ar trebui determinaţi componenţii mineralogici ai acestuia, şi anume: bioxidul de siliciu liber, silicaţii, mineralele accesorii etc. Componentul cel mai periculos este bioxidul de siliciu şi, pentru determinarea conţinutului său, se aplică metoda mineralogică de dozare prin numărare, metoda chimică, metoda fizică a lui Trombe, metoda de analiză cu raze X etc. Se aminteşte că pentru determinarea conţinutului de bioxid de siliciu din rocă se foloseşte şi metoda petrografică. Metodele chimice fiind de lungă durată şi puţin precise, s-au dovedit nesatisfăcătoare, dînd naştere la erori considerabile uneori.

Metodele de dozare prin numărarea particulelor se bazează pe principiul diferenţierii granulelor după indicele de refracţie. În cazul acoperirii preparatului cu un strat de tetralină (indice de refracţie = 1,54) particulele de cuarţ devin invizibile, în felul acesta putînd fi determinate prin numărarea celorlalte particule. În unele cazuri, şi anume cînd se folosesc uleiuri eferice, particu-

lele de bioxid de siliciu liber devin luminoase sau prezintă o anumită colorație.

Aceste metode sînt lipsite de precizie, deoarece dau posibilitatea numărării drept particule de cuarț a unor silicați cu indice de refracție apropiat ca : oligoclazul, nefelinul, biotitul și unele cordierite. Avînd în vedere însă că și silicații prezintă un pericol de nocivitate (după unii cercetători, acesta ar fi de circa 60—70%, față de bioxidul de siliciu considerat ca 100%), această lipsă de precizie n-ar prezenta o deficiență prea mare. Determinarea acestor silicați se poate efectua prin analize complexe röntghenografice, termoanalitice diferențiale, ce se execută în paralel cu analiza mineralogică de dozare la microscop. Metoda analizei cu raze X, deși pare a fi mai precisă, nu se aplică deoarece necesită materiale costisitoare și nu este la îndemîna tuturor laboratoarelor. Metoda fizică a lui Trombe, care constă în măsurarea căldurii degajate de cuarț în timpul transformării cuarțului — α în β — la 575°C, conduce — pentru probele mari — la rezultate interesante, însă necesită ca rezultatele obținute să fie verificate printr-o altă metodă.

Din cele arătate anterior rezultă în mod clar că, pentru determinarea gradului de prăfuire și a nocivității prăfuire respective, este necesară o muncă atentă și migăloasă de luare a probelor și o activitate complexă de laborator ce necesită personal specializat.

Fără a revizui normativele în vigoare care sînt confuze și contradictorii și fără a da o orientare în această problemă complexă a determinării gradului de prăfuire și a nocivității, desigur că lucrările respective nu vor fi reglementate.

În cele ce urmează, prezentăm o scurtă precizare a obiectivelor urmărite de aceste determinări, și anume :

— depistarea locurilor de muncă periculoase, în vederea luării măsurilor de prevenire și de combatere;

— controlarea deficienței metodelor de prevenire și de combatere aplicate;

— determinarea gradului de prăfuire, în cadrul studiilor și al cercetărilor întreprinse de către institutele și centrele de specialitate.

Pentru determinarea gradului de prăfuire și de nocivitate, metodele conimetrice și cele gravimetrice, se impun a fi completate cu analiza de laborator a bioxidului de siliciu liber și a celorlalți componenți mineralogici. Se recomandă ca determinările necesare în vederea stabilirii nocivității prafului să se facă pe cale conimetrică, completată cu metode gravimetrice care depistează praful sub cinci microni, fără însă a se stabili o regulă rigidă în acest sens.

În unele împrejurări, și anume în cazul cînd se cer date orientative pentru aprecierea eficacității mijlocului de combatere, este recomandabil a se utiliza și metode gravimetrice, cu condiția ca acestea să fie expeditive.

Metodele conimetrice sînt indicate în cazul cînd se urmărește determinarea nocivității, deoarece ele prezintă gradul de dispersie al prafului. Acțiunea nocivă asupra organismului este determinată de numărul de particule și de dimensiunile lor, care reprezintă suprafața de acțiune, ce nu poate fi exprimată exact prin greutate. Determinările gravimetrice nu pot fi nici reprezentative, deoarece greutatea este influențată tocmai de fracțiunile mari de praf, care au o importanță foarte redusă din punct de vedere igienic. Metodele gravimetrice sînt suficiente pentru aprecierea gradului de viciere a aerului atmosferic cu pulberi toxice și pentru determinarea eficienței măsurilor de prevenire și de combatere, mai ales ca metode comparative.

Pentru a depista locurile de muncă periculoase, în vederea luării măsurilor de prevenire și de combatere, este recomandabil a se folosi metode conimetrice și gravimetrice în sensul celor arătate mai sus. Determinările executate urmează să fie completate prin intermediul microscopiei, cu analize de dozare a numărului de particule pe cale petrografică și mineralogică, cum și prin metode chimice.

Gradul de prăfuire și de periculozitate trebuie să fie verificat periodic și anume, în principiu, este necesar ca această operație să fie făcută cel puțin o dată pe an.

În sectorul de minereuri și la minele de cărbuni, periculoase din punctul de vedere al prafului de steril, și cu un volum mare de lucrări de deschidere și de pregătire, determinările se impun să fie efectuate cel puțin de două ori pe an.

Pentru o organizare corespunzătoare a luării probelor, este necesar ca serviciul de aeraj și de protecția muncii să fixeze, împreună cu geologul unității, modul de colectare a probelor. Proba urmează să fie însoțită de documentația tehnico-geologică a locului de colectare a ei.

În ce privește controlarea eficienței metodelor de prevenire și de combatere aplicate, se apreciază că determinările pot fi executate la fel ca în cazul depistării locurilor de muncă.

Afară de controlul periodic indicat anterior, urmează să fie reglementate și criteriile de verificare a eficacității metodelor aplicate, ținîndu-se seamă și de condițiile locale ce ar putea surveni pe parcurs (umiditatea

naturală ce ar prezenta-o substanţa utilă sau roca etc). Este recomandabil ca laboratoarele principale să fie utilate în mod obligatoriu cu utilaje, aparatură şi personal adecvat, pentru a putea face faţă cercetărilor la nivelul corespunzător.

Pentru determinarea eficienţei metodelor aplicate, se apreciază că este suficient a le executa numai la anumite locuri de muncă specifice şi după criterii stabilite prin instrucţiuni.

În ce priveşte determinarea gradului de prăfuire în cadrul studiilor şi cercetărilor întreprinse de către institutele şi centrele de specialitate, se consideră că ele ar trebui să fie efectuate la un nivel tehnic superior celor care ar urma să fie executate în mod curent de către unităţile productive.

Pentru a se putea duce — în acest domeniu — munca în condiţii corespunzătoare, trebuie ca serviciile de aeraj şi protecţia muncii să aibă ca sarcină şi problemele în legătură cu conţinutul de praf al atmosferei locurilor de muncă. Pentru executarea analizelor complexe, se impune organizarea de laboratoare pe grupuri de exploatări sau pe trusturi, dezvoltîndu-se pe profilul actualelor laboratoare ce urmăresc în mod curent calitatea produselor.

În cadrul acţiunii pentru determinarea gradului de prăfuire şi de nocivitate, trebuie să se ţină seamă de obiectivele urmărite. În acest scop, metodologia de lucru urmează să facă distincţie între lucrările de cercetare pură şi lucrările curente, prin care trebuie să fie urmărită această problemă în industria extractivă şi, în special, în lucrările din subteran.

Determinările trebuie în aşa fel efectuate, încît să precizeze situaţia la locul de muncă şi să contureze zona de prăfuire, luîndu-se în considerare şi modul de aerisire al locului de muncă şi, în special, refulările aerajului parţial.

În prezent, potrivit normelor de tehnica securităţii ce urmează să apară în cursul anului 1958, se lucrează la Ministerul Minelor la elaborarea instrucţiunilor pentru clasificarea locurilor de muncă după gradul de nocivitate în ce priveşte îmbolnăvirile de silicoză. În acest scop este necesară şi o colaborare cu Ministerul Sănătăţii şi Prevederilor Sociale.

III. Condiţiile caracteristice ale zăcămintelor de minereuri neferoase şi de cărbuni din ţară din punctul de vedere al pericolului ce-l prezintă pentru îmbolnăvirile profesionale şi în special pentru silicoză.

Este ştiut faptul că toţi componenţii mineralogici ai prăfuirii influenţează organismul şi au ca urmare apariţia pneumoconiozelor. Desigur că praful ce are un conţinut de SiO_2 liber în cantităţi mai mari sau mai mici dă naştere silicozei, care prezintă în industria extractivă, în ceea ce priveşte îmbolnăvirile profesionale, pericolul cel mai mare.

Caracteristicile zăcămintelor noastre ne indică în mod clar că, în lucrările şi în operaţiile executate în industria extractivă, se produc prăfuiri periculoase, care favorizează îmbolnăvirile de pneumoconioze şi, în special, de silicoză.

Expunerea de mai jos nu urmăreşte fixarea orientării şi indicarea obiectivelor de cercetare ştiinţifică în domeniul prăfuirii şi nici descrierea influenţei conţinutului de SiO_2 (liber sau în combinaţie), care sînt cunoscute, ci încearcă să prezinte, pe scurt, condiţiile caracteristice ale zăcămintelor de minereuri neferoase şi ale unor anumite bazine de cărbuni din R.P.R.

În prezent, activitatea minieră de explorare şi exploatare a zăcămintelor de minereuri neferoase este dezvoltată, în special, în bazinele Baia Mare şi Munţii Apuseni (Brad). În restul bazinelor, activitatea de exploatare este redusă, însă cu tendinţă de dezvoltare a lucrărilor de prospecţiune şi explorare a unor noi zăcăminte de minereuri neferoase şi a altor substanţe minerale utile.

În cadrul acestor bazine din urmă, activitatea minieră este axată şi pe zăcăminte metalifere feroase şi nemetalifere (caolin, talc, mică, marmură, tufuri, calcare, balast etc.).

Zăcămintele metalifere neferoase sînt localizate în roci eruptive, metamorfice şi în roci de contact avînd fie o geneză hidrotermală, fie metasomatică şi într-o proporţie mai redusă pegmatitică-pneumatolitică.

În linii mari, constituţia petrografică a zonelor productive prezintă două caractere deosebite din punctul de vedere al gradului de aciditate (frecvenţa SiO_2). Formaţiile din regiunea munţilor Apuseni şi din Banat sînt mai acide, în timp ce formaţiile din bazinul Baia Mare şi din Carpaţii Orientali se caracterizează prin roci mai puţin acide.

În zonele de mai sus apar şi sedimentele terţiare şi post-terţiare, care, în majoritatea cazurilor, au fost supuse unui metamorfism de contact, prezentînd aureole de contact (zone de corneificare) în jurul neckurilor eruptive.

În partea vestică a bazinului Baia Mare, predomină tufurile şi piroclastitele vulcanice şi rocile sedimentare (argilo-grezoase şi marne), toate fiind străpunse de numeroase neckuri de roci eruptive efuzive. Tufurile şi piroclastitele vulcanice sînt destul de puternic afectate de fenomene hidroter-

male, fiind caolinizate și parțial piritizate și cuarțificate. Acestea au un conținut mai redus de SiO_2, față de șisturile argilo-grezoase corneificate, care — prin natura lor — au un conținut ridicat de SiO_2, la care s-a mai adăugat și SiO_2 adus prin soluțiile hidrotermale.

Rocile efuzive sînt reprezentate prin andezite cu amfiboli, andezite cu piroxeni, dacite, riolite și melafire. Dintre acestea, dacitele și riolitele au un conținut de SiO_2 mai ridicat, fiind de tip acid și semiacid, iar andezitele sînt parțial propilitizate, cuarțificate și chiar sericitizate, prezentînd un conținut de SiO_2 mai redus față de primele.

În partea estică a bazinului, predomină rocile metamorfice de epimezozonă ca: șisturi sericitoase, sericito-grafitoase și mai puțin cuarțite și filite, toate fiind străpunse de roci efuzive, ca și în cazul zonei vestice a bazinului. În consecință, aceste roci sînt destul de cuarțificate și prin efectul hidrotermal.

Zăcămintele acestui bazin metalifer atît cele în exploatare, cît și cele în explorare, sînt legate în mare parte de erupția andezitului cu amfiboli, fiind localizate fie chiar în masa acestora, fie la contactul lor cu rocile care au permis accesul mineralizatorilor ca : sedimente argilo-grezoase sau depozite piroclastice și tufuri. Se menționează că, în mod incidental, zăcămintele sînt legate și de riolite și dacite.

Zăcămintele se prezintă, în general, sub formă de filoane cu lungimi variind de la cîțiva zeci de metri pînă la circa 2 km și cu grosimi variind de la cîțiva centimetri pînă la 12—15 m. În cazuri rare, zăcămintele apar în formă de lentile, stock-uri sau strate concordante cu șistozitatea rocilor înconjurătoare.

În general, ganga este reprezentată prin cuarț, caolin, xenolite ale rocilor înconjurătoare și mai puțină baritină, calcit, rodocrozit, rodonit etc., dintre care cele mai frecvente sînt cuarțul și caolinul.

Formațiile de roci din regiunea Munților Apuseni, în care se sapă lucrările miniere, sînt reprezentate prin roci eruptive ca: andezite, dacite, riolite și melafire.

La unele mine, mineralizările sînt localizate în andezite în formă de stock-uri. Rocile sînt reprezentate prin andezite dislocate în blocuri, între care sînt depuse cruste silicioase impregnate cu pirită. Blocurile de andezite sînt impregnate mai puternic în exterior și mai slab în partea centrală.

Mineralizările de sulfuri complexe au, de asemenea, formă de strate. Ele sînt situate la contactul calcarelor cristaline cu andezitele și cu șisturile cristaline. Ganga este calcaroasă sau caolinoasă (în funcție de roca sterilă de la contact).

La alte mine, mineralizările sînt localizate în rocile amintite sub formă de filoane cu lungimi de mai multe sute de metri și grosimi medii de 50—60 cm. Umplutura filoniană este alcătuită, în general, din cuarț alături de care se întîlnește caolin, calcit, rodocrozit etc.

Stock-urile au forme neregulate de blocuri și sînt alcătuite din brecii riolitice sau riolite fisurate, care conțin vinișoare și cuiburi mici de cuarț, calcit, rodocrozit, de care sînt legate mineralizările auro-argintifere și impregnația rară de pirită, calcopirită, blendă și galenă.

Filonașele din periferiile stock-urilor au dimensiuni care variază de la cîțiva milimetri la cîțiva centimetri. Umplutura filoanelor este compusă din cuarț, calcit sau rodocrozit, iar impregnația din pirită, calcopirită și, mai rar, din galenă și blendă.

În general, se apreciază că structura zăcămintelor, fie sub formă de filoane, fie sub formă de lentile, este foarte neregulată prezentînd zone de îngroșări, efilări, ramificații și chiar volburi, iar textura se prezintă sub formă rubanată, brecioasă și compactă.

Se menționează că cuarțul și rodonitul, care se găsesc în umplutura filoniană, cu toate că au o duritate mare (7), totuși nu opun rezistență acțiunilor mecanice, dînd astfel posibilitatea creării unor prafuri micronice și submicronice, în cantități apreciabile.

În concluzie, avîndu-se în vedere umplutura filoniană și componența mineralogică a stock-urilor, cum și constituția rocilor înconjurătoare, zăcămintele respective prezintă un conținut destul de ridicat de SiO_2, ce variază între limite cuprinse aproximativ între 30% și 95%, iar în anumite împrejurări și, în special, în cazul filoanelor cuarțoase procentul de 90% este frecvent depășit.

În cazul bazinelor de cărbuni, pericolul este mai redus, ceea ce se va prezenta și în analiza comparativă. În sectorul carbonifer, au fost întreprinse cercetări de volum redus, și anume în Valea Jiului și în regiunea Banatului. De asemenea, se remarcă și unele începuturi în bazinul Comănești. Condițiile din regiunile bazinelor de ligniți nu sînt cercetate; de altfel, acestea analizate ar prezenta, la prima vedere, o importanță secundară din punctul de vedere al pericolului de silicoză.

La caracteristicile specifice minelor de cărbuni, în care praful de cărbune din punctul de vedere al îmbolnăvirilor profesionale este cu mult mai puțin nociv decît praful de steril, rocile înconjurătoare prezintă umiditate naturală mai frecventă, iar în cazul marnelor și al șisturilor marnoase și chiar

argiloase ele sînt influențate și de umiditatea ridicată a aerului din mină.

Dintre bazinele de cărbuni, cele mai reprezentative și urmărite de noi, care — prin specificul lucrărilor de pregătire și deschidere — prezintă o importanță mai deosebită sînt Valea Jiului și Anina.

Fără a intra în amănunte, menționăm că zonele productive (stratele de cărbuni) sînt localizate în roci sedimentare, care sînt compuse din material detritic (pelitic și psamitic), cu mărimea particulelor de la dimensiuni submicronice pînă la mărimi de ordinul centimetrilor, consolidate cu ciment silicios, argilos, argilo-calcaros etc., prezentînd o compoziție chimică și mineralogică variată.

Depozitele sedimentare din zonele productive sînt compuse din: argile, marne, șisturi etc.

După cercetările întreprinse rezultă că aceste depozite au în compoziția lor SiO_2 liber de la 1% pînă la peste 90% sau chiar de loc, dintre care gresiile prezintă un conținut de SiO_2 liber cuprins între 30%—90%, fiind în dependență de natura cimentului și de cantitatea acestuia.

Compoziția rocilor este neomogenă și aceasta se datorește compoziției variabile din aceeași rocă atît a cimentului, cît și a proporției dintre ciment și granule, care — de asemenea — este variabilă.

Condițiile de producere a prafului și de conținut al acestuia în atmosfera minelor din bazinul Văii Jiului prezintă deosebiri față de cele din bazinul Banatului, și anume :

— lucrările miniere sînt dezvoltate în spațiu cu o răspîndire necomparabilă atît pe verticală, cît și pe orizontală;

— condițiile de zăcămînt și pericolele ce le prezintă exploatarea stratelor de cărbuni, din punctul de vedere al metanului și al prafului de cărbune, impun o aerisire a stratului gros mai mult sau mai puțin independentă față de cea a stratelor medii și subțiri. Această independență poate fi constatată, în mai mică măsură, și la stratele medii și subțiri din ambele bazine;

— volumul lucrărilor din cărbuni, în comparație cu cel al lucrărilor din steril, este mult mai mare în Valea Jiului.

Prin determinările cele mai recente, care au folosit recoltarea cu macroîmpingere și numărătoare microscopică folosind o mărire de 400 de ori, s-a constatat că la operația de perforare pneumatică executată pe cale uscată, se produc — în medie — 40 000 de particule pe cm^3, prezentînd o dispersie caracteristică, și anume peste 80% din particule fiind sub doi microni.

Din determinările prin sondaj efectuate în sectorul carbonifer cu scopul determinării extinderii zonei de prăfuire în lucrările miniere, rezultă că prăfuirea se extinde pînă la o distanță de 40—60 m și chiar mai mult de la locul de muncă, unde s-au găsit valori care depășeau pe cele existente la locul de muncă înainte de începerea perforării (peste 70% din particule fiind submicronice). Astfel, la o distanță de 1,5 m de front, s-au găsit circa 430 de particule în timp de repaus, iar în timpul perforării circa 20 500 de particule, la 10 m — 4 500 de particule, la 40 m — 1 300 de particule, iar la 60 m — 700 de particule pe cm^3. Datele de mai sus s-au determinat în condițiile folosirii unui aeraj aspirant cu extremitatea coloanei de tuburi plasată la 3 m de frontul de lucru, cu o viteză a aerului de 0,15 m/s.

Cercetările întreprinse pînă în prezent la noi s-au mulțumit să analizeze situația la frontul de lucru. Cercetările prin sondaj menționate anterior arată, în mod clar, că problema prăfuirii este mult mai complexă și necesită a fi studiată în funcție de activitatea ce se duce în zona respectivă, de intensitatea perforării, de aerajul din curentul parțial, de aerajul locului de muncă în fund de sac, de operațiile de împușcare, de interdependența dintre ele etc.

La operațiile de împușcare, prăfuirea locului de muncă întrece cu mult pe aceea rezultată din operația de perforare a găurilor de mină, atingînd valori ce depășesc chiar și suta de mii de particule pe centrimetrul cub. Din măsurătorile făcute prin sondaj, rezultă că această prăfuire este considerabilă chiar după trecerea celor 15 minute necesare evacuării gazelor de la locul de muncă, găsindu-se pînă la 2 000 de particule pe cm^3 la circa 2 m de front și 700 de particule la circa 7 m de front (peste 70% fiind particule submicronice).

Cercetările întreprinse pînă în prezent în legătură cu operațiile de împușcare au apreciat numai că acestea din urmă au o pondere 5—10% în cadrul prăfuirii generale, dar nu s-a analizat rolul acestui praf în prăfuirea unui loc de muncă, unde operația se execută de două sau de trei ori pe zi. De asemenea, n-a fost analizată operația de împușcare ținîndu-se seama de timpul total în care se execută o lucrare minieră pînă la terminarea ei, de influența pe care o are împușcarea asupra zonei de prăfuire în timp, de activitatea ce se desfășoară în zona prăfuită. Cercetările prin sondaj întreprinse în acest domeniu arată că, dacă se consideră prăfuirea de la perforare cu 100%, aceea de la împușcare în anumite condiții necorespunzătoare se apreciază la circa 30%.

Lopătarea materialului rezultat în urma exploziei produce o creștere pînă la 5 000 de particule pe cm^3 cu o extindere a zonei de prăfuire pînă la 20 m și chiar mai mare

unde s-au găsit circa 600 de particule pe cm^3.

Analiza dispersiei prafului pe operațiuni arată că în atmosferă particulele submicronice se mențin între 65—72%, chiar în perioada de repaos.

La mărimea gradului de prăfuire contribuie, în mod deosebit, rularea și încărcarea minereului uscat în și din rostogoluri.

Condițiile de prăfuire sînt în dependență de aerajul general și îndeosebi de cel local, care prezintă deficiențe la majoritatea minelor, între care se menționează aerajul în serie al abatajelor, aerajul natural care nu se dirijează rațional, iar aerajul secundar se montează necorespunzător.

Din expunerea făcută, rezultă următoarele deosebiri principale între sectorul de minereuri neferoase și cel carbonifer menționat mai sus :

— din efectivul subteran al sectorului nemetalifer neferos, un procentaj de 70—80% este posibil de a fi expus pericolului îmbolnăvirii de silicoză, în timp ce în sectorul carbonifer, din cele două bazine indicate, această posibilitate este cuprinsă între 10%—15% pentru Valea Jiului și de 15%—20% pentru Anina:

— zăcămintele de minereuri neferoase sînt localizate în roci eruptive, metamorfice și în roci de contact, cu un conținut de SiO_2 liber cuprins între 30%—90%, în timp ce rocile sterile din zonele carbonifere productive au un conținut de SiO_2 liber, cuprins între 1%—90% și din acestea numai gresiile au un conținut de SiO_2 liber mai ridicat cuprins între 30%—90%;

— lucrările de deschidere și de pregătire ce se execută în steril în sectorul carbonifer au o răspîndire mult mai mare decît cele ce se execută în sectorul de minereuri atît pe verticală, cît și pe orizontală, iar în cea mai mare parte acestea sînt săpate în roci ce se înfoaie, în special, la umezeală.

Avînd în vedere pericolul pe care-l prezintă minele de cărbuni din punctul de vedere al gazelor și al prafului de cărbune, atît aerajului general, cît și celui parțial, i se dă o atenție mai mare față de sectorul de minereuri.

Din cele arătate, rezultă că planul măsurilor de prevenire și de combatere este complex și, la definitivarea lui, trebuie să se țină seamă de specificul diferit al sectoarelor de minereuri, față de cel de cărbune.

IV. Considerații asupra prăfuirii locurilor de muncă, unde se aplică mijloace de combatere.

Din cele expuse, rezultă — în mod clar — că problema prevenirii și a combaterii prafului periculos pentru îmbolnăvirile profesionale și în special pentru silicoză este o problemă ce va trebui să fie rezolvată. Obligația de rezolvare revine, în primul rînd, personalului tehnico-inginerese, care — în activitatea sa — trebuie să colaboreze cu personalul medical.

În prezent, în minele din bazinul principal de minereuri neferoase de la Baia Mare și, în mai mică măsură, în celelalte bazine, ca metodă de combatere a prăfuirii se aplică pe scară largă perforajul umed. Se poate aprecia că, în minele din bazinul Baia Mare, perforajul umed este introdus între 80% și 100%. De asemenea, acest procedeu de perforare este folosit și în sectorul carbonifer — la Anina și experimental — în Valea Jiului.

În general, perforatoarele utilizate au o greutate cuprinsă între 22—30 kg, fiind susținute de suporți pneumatici sau fără și funcționînd la o presiune de 4—6 at. Alimentarea cu apă a perforatoarelor se face prin rețele special construite în acest sens, iar în locurile depărtate și izolate prin rezervoare de 100 litri pentru fiecare perforator. Debitul de apă folosit este de circa 6 l/min de fiecare perforator.

Ca mijloc auxiliar de combatere a prăfuirii atmosferei locului de muncă, amintim aerajul parțial aspirant, avînd însă ca obiectiv principal aerisirea locului de muncă. Acest mijloc nu are totdeauna o eficiență corespunzătoare, din cauza condițiilor nesatisfăcătoare în care el este realizat.

Rezultatele aplicării perforajului umed, în ce privește combaterea prafului în subteran, au făcut obiectul unor cercetări efectuate de către Institutul de Igienă din Cluj și București, cum și de către Centrul de cercetări pentru securitatea minieră-Petroșani.

Pentru determinarea eficienței perforajului umed, s-a procedat la perforarea uscată și umedă, folosindu-se diferite forme de capete de sfredele. Pentru a se aprecia eficiența perforajului umed cu apă simplă și cu umectanți, s-au luat probe martor la interval de timp și în condiții care să asigure valabilitatea comparațiilor. Probele recoltate cu aparate care se bazează pe principii cu totul diferite (alonjă, Impinger, Owens II) prezintă o concordanță. În cadrul experiențelor rezultate, s-au remarcat rezultate bune obținute la aplicarea perforajului cu apă și cu adaos de umectanți, între care se menționează ca produs romînesc — substanța B *).

Astfel, perforajul umed cu apă simplă în cazul experiențelor executate de către Institutul de igienă și boli profesionale-București a dat o reducere de prăfuiri de 98,6%, stabilită prin determinări gravimetrice. S-a constatat că adăugarea umectanților sporește eficiența pînă la 99,4%, determinările

*) A se vedea Revista Minelor, nr. 2/1958.

fiind făcute pe cale gravimetrică. Alte cercetări făcute tot în mod experimental (Cluj) arată o eficiență a perforajului cu apă simplă care merge pînă la 90,9%, iar la adăugarea umectanților atinge 95,4%.

Cercetările întreprinse cu aceleași mijloace și făcute în condiții de exploatare, fără să se fi luat măsuri speciale ca în cazul experiențelor de mai sus, au arătat o eficiență a perforajului umed exprimată printr-o reducere de prăfuire de 60—65% față de perforarea uscată, iar cea cu substanțe tensioactive — de 85%—90%.

În ce privește dispersia particulelor de praf din mediul aerian, cercetările au arătat că aceasta diferă în funcție de felul perforajului aplicat (uscat sau umed, cu apă simplă sau cu umectanți).

Astfel, în cursul perforajului uscat procentul de particule cu dimensiuni submicronice prezintă 55,4% din totalul de particule de praf aflate în suspensie în atmosferă. În cazul aplicării perforajului umed cu apă simplă, procentul particulelor submicronice se ridică la 72,1%, iar la adăugarea umectanților acest procent se reduce la 59,5%. Subliniem faptul că datele respective sînt obținute în urma determinărilor făcute în condiții experimentale de lucru.

Din datele de mai sus, se vede că metoda perforajului umed cu adaos de umectanți pentru combaterea prafului în subteran este mai indicată cu condiția ca apa să fie în prealabil dedurizată.

Dacă la aplicarea perforajului cu apă și adaosul de substanțe umectante se va intensifica și ventilația locului de muncă, atunci eliminarea particulelor cu dimensiuni fine pînă la 3 microni va crește.

Prin această măsură auxiliară, se va diminua volumul particulelor celor mai nocive, care mai rămîn în cea mai mare parte în aer, chiar după aplicarea acestor metode de perforaj.

La noi în țară, se mai utilizează și măști contra prafului. Aceste mijloace individuale de protecție nu dau rezultate prea satisfăcătoare, deoarece praful se colmatează foarte repede, creînd astfel condiții neigienice. De asemenea, ele sînt nefiziologice, deoarece — ca orice mască — reprezintă o piedică în calea actului normal și natural al respirației.

Se știe că cea mai recomandată măsură de ordin igienic în combaterea prafului este captarea lui la locul de formare. În legătură cu aceasta, tehnicianul Nemescek a propus un dispozitiv pentru captarea uscată a prafului la locul de producere a lui.

Eficiența acestui dispozitiv, cercetat în condiții experimentale de către Institutul de Igienă a Muncii-București, arată a fi din punct de vedere gravimetric de 93,6%, ceea ce reprezintă o reducere importantă a gradului de prăfuire. Dispozitivul însă scapă, în proporție mare, particulele submicronice, ceea ce trebuie remediat prin perfecționarea sa. În prezent s-a propus un nou prototip, ce urmează a fi încercat.

Perdelele de ceață artificială create în jurul zonelor de împușcare, cum și stropirea materialului înainte de încărcare, reprezintă — de asemenea — mijloace de combatere a prafului. Acest măsuri au oarecare aplicabilitate în minele noastre, însă, pînă în prezent, nu s-au făcut determinări pentru stabilirea eficacității lor.

În cele arătate mai sus, nu s-a făcut o expunere asupra mijloacelor de prevenire și de combatere aplicate la noi, ci s-a indicat sumar numai eficiența lor.

Unitățile productive și cele de cercetare trebuie să aibă în vedere că, la organizarea planului de prevenire și combatere a prafului, este necesar să se țină seamă de complexitatea acestei probleme și să se prevadă mijloacele cele mai potrivite de combatere și de prevenire, care în străinătate au ajuns la un nivel tehnic avansat.

Dintre acestea, cele mai importante sînt:

— îmbibarea cu apă sub presiune prin teleinjectoare;

— perforarea găurilor de mină prin spălare cu apă simplă sau cu umectanți;

— perforarea găurilor de mină cu ajutorul procedeului cu spumă uscată;

— absorbția pe cale uscată a prafului;

— stropirea cu apă simplă și cu umectanți, adaptată operațiilor ce se execută în construcțiile miniere, la rambleiere și la exploatarea prin surpare;

— procedee de izolare a zonei de lucru în cazul rambleierii sau al exploatării prin surpare;

— presărarea cu săruri higroscopice;

— crearea unor perdele de ceață prin grupuri de ajutaje, în cazul executării operațiilor de împușcare;

— aplicarea burajului antipraf;

— activarea aerajului;

— depresarea prafului cu ultrasunete;

— lucrul cu măști de praf.

De asemenea, ținînd seamă de specificul minelor de cărbuni, se apreciază că se poate aplica metoda tehnico-medicală de combatere, ca o completare a metodelor de prevenire și combatere indicate mai sus.

V. Propuneri pentru îmbunătățirea activității în domeniul prevederii și combaterii prăfuirii și a efectului nociv.

Din expunerea prezentată, se desprinde că sursa principală, din care izvorăsc cele mai multe dintre deficiențele existente, o constituie lipsa unei îndrumări și a unei coordo-

nări unice în activitatea tehnico-sanitară pentru prevenirea şi combaterea prăfuirii locurilor de muncă.

Considerăm că, la noi în ţară, acestei probleme trebuie să i se acorde o atenţie mult mai mare.

În acest scop, recomandăm constituirea unui organ central de coordonare şi de îndrumare a cadrelor tehnico-sanitare, aparţinînd atît departamentelor industriale, cît şi celor de specialitate respective din Ministerul Sănătăţii şi Prevederilor Sociale, acest organ urmînd să activeze în strînsă colaborare cu resorturile de specialitate respective ale organizaţiilor obşteşti. Din componenţa organului central propus, ar trebui să facă parte cadre medicale şi tehnice de înaltă calificare în specialitatea respectivă, cu multă competenţă ştiinţifică şi practică.

Constituirea şi funcţionarea organului central urmează a fi făcută în baza unei Hotărîri a Consiliului de Miniştri, prin care să i se acorde şi dreptul de a emite acte cu caracter normativ în problemele de profilaxie şi de combatere tehnico-medicală a prăfuirii şi a efectelor ei nocive.

Acest organ ar urma să îndrumeze activitatea instituţiilor şi resorturilor de specialitate existente în ţară, creînd posibilitatea organizării — în mod sistematic — a unei acţiuni unitare şi susţinute pentru prevenirea şi combaterea prăfuirii şi a îmbolnăvirilor profesionale, care iau naştere în urma influenţei ei nocive.

Pentru asigurarea posibilităţii executării determinărilor periodice, a condiţiilor de mediu şi îndeosebi a gradului de prăfuire, se impune o dotare corespunzătoare a unităţilor de specialitate cu mijloacele indicate mai sus (laboratoare, aparatură modernă, cadre de specialitate etc.).

Considerăm utilă generalizarea unei truse de lucru, care ar conţine aparatura strict necesară determinărilor de mediu şi a cărei folosire să fie însuşită de cadrele tehnice, pe baza unor instrucţiuni speciale elaborate de către Ministerul Sănătăţii şi Prevederilor Sociale şi a instructajelor organizate de cadre de specialitate.

Colectarea probelor, urmată de păstrarea şi de analizarea lor, trebuie să se facă după un normativ, stabilit pe baza experienţei cîştigate şi a realizărilor tehnicii celei mai avansate.

În acest scop, este necesar a se organiza — pe unităţi sau pe grupe de unităţi productive — laboratoare de specialitate, dezvoltîndu-se profilul actualelor laboratoare ce urmăresc calitatea produselor.

Pentru cercetarea şi interpretarea uniformă a datelor obţinute, se impune elaborarea unei metodologii unice, care să satisfacă atît cerinţele cercetărilor ştiinţifice, cît şi operativitatea necesară unităţilor productive.

Pe baza rezultatelor obţinute să se treacă neîntîrziat la analizarea mijloacelor tehnice cele mai eficace, necesare prevenirii şi combaterii prăfuirii. În acest scop, urmează ca organele tehnice şi sanitare să examineze atent condiţiile existente şi să propună aplicarea practică a mijloacelor tehnice celor mai adecvate situaţiei locale.

La examinarea mijloacelor tehnice care urmează să fie practic aplicate, este necesar să se ţină seamă şi de influenţa hotărîtoare pe care o exercită aerajul corect aplicat asupra reducerii prăfuirii la locul de muncă. Prin urmare, se recomandă ca, paralel cu alegerea metodelor de captarea prafului, să se studieze şi să se propună îmbunătăţirea condiţiilor de aeraj general şi parţial al locurilor de muncă.

După fixarea metodei, este necesară elaborarea unor instrucţiuni cît mai detailate ale aplicării ei practice, stabilirea programului de lucru şi de urmărire permanentă a rezultatelor obţinute.

Este bine ca, la o exploatare, aplicarea metodei alese să se facă în două etape. În prima etapă, mijlocul respectiv să fie experimentat la un număr redus de locuri, organizînd temeinic urmărirea eficacităţii aplicării lui. Pe baza rezultatelor, să se decidă asupra generalizării aplicabilităţii metodei experimentale.

Cea de-a doua etapă, a aplicării, se propune a fi precedată de un instructaj general temeinic făcut cu tehnicieni şi cu şefi de echipe, cum şi de munca de lămurire întreprinsă de către organizaţiile de masă.

Pentru urmărirea evoluţiei îmbolnăvirilor profesionale şi mai ales a silicozei, este necesar ca, pe lîngă munca pe tărîmul tehnic — expusă mai sus — organele sanitare să-şi intensifice activitatea pentru:

— uniformizarea metodelor minime de diagnostic la angajarea muncitorilor;

— depistarea radiologică a silicozei pe bază de radiografie standard, sau prin aplicarea microradiografiei cu film mijlociu;

— reorganizarea radicală a ţinerii evidenţei silicoticilor; urmărirea individuală continuă a evoluţiei bolii, în vederea eliminării confuziilor existente în statistica noilor cazuri de îmbolnăvire.

Pentru ridicarea nivelului viitoarelor cadre tehnice, se recomandă ca, în programele de învăţămînt, să se introducă, în cuprinsul cursurilor de tehnica securităţii, noţiunile necesare pentru prevenirea şi combaterea bolilor profesionale şi în special a silicozei.

Popularizării acestor probleme prin publicaţii corespunzătoare, propunem să i se acorde atenţia cuvenită.

★

Consideraţiile prezentate în acest articol n-au putut cuprinde toate aspectele acestor probleme vaste.

Enunţarea şi schiţarea unora dintre acestea au avut drept scop începerea unei acţiuni unice, organizată în mod sistematic, care să constituie o temelie solidă a acţiunii de prevenire şi combatere a îmbolnăvirilor profesionale izvorîte din prăfuirea locurilor de muncă.

Studiul mineralogic al rocilor din bazinul de cărbuni al Văii Jiului şi importanţa lui pentru lupta împotriva silicozei

Ing. M. Pătraşcu

Studiile publicate pînă în prezent referitoare la problema silicozei în minele din ţara noastră au avut caracter medical, insistîndu-se mult prea puţin asupra laturii tehnice a prevenirii şi combaterii acesteia.

Dacă metodele de determinare a cantităţii de praf din atmosfera minei au fost şi continuă să fie mereu perfecţionate, în ceea ce priveşte determinarea SiO_2 liber, putem afirma că metodele cele mai folosite: cele chimice — se găsesc în prezent încă în fază experimentală.

Studiile mai recente încep să menţioneze şi metoda petrografică, în scopul stabilirii constituţiei mineralogice a prafului de rocă sau de cărbune. Sînt date chiar indicaţii asupra determinării în procente a cantităţii de SiO_2 liber din roci cu ajutorul microscopului polarizant.

În articolul de faţă sînt prezentate informaţii asupra particularităţilor mineralogice ale rocilor în care este localizat zăcămîntul de cărbuni din bazinul Văii Jiului.

Întrucît lucrările miniere care se execută în vederea exploatării stratelor de cărbuni sînt contractate într-o anumită porţiune a coloanei stratigrafice a zăcămîntului, aşa numitul orizont productiv, se expune pe scurt în cele ce urmează situaţia geologică, arătînd unde se încadrează orizontul cu stratele de cărbuni în coloana litologică şi apoi se descriu rocile ce îl constituie.

Descrierea mineralogică macroscopică şi microscopică se completează cu o serie de rezultate de determinări de SiO_2 liber pe varietăţi de roci din cîmpul minier Lupeni-Nord.

I. Privire generală asupra bazinului de cărbuni Valea Jiului

Bazinul de cărbuni Valea Jiului este situat în depresiunea intramuntoasă a Petroşanilor din Carpaţii Meridionali, în raionul Petroşani, regiunea Hunedoara. Are forma unui triunghi orientat NEE—SVV cu o lungime de circa 45 km şi o lăţime de 9 km la est şi 2 km la vest. Bazinul se întinde de-a lungul celor doi afluenţi ai Jiului (Jiul romînesc spre vest şi Jiul transilvănean spre est) şi este limitat la sud de ramele muntoase ale munţilor Vulcan şi Parîng, iar la nord de munţii Sebeşului şi Retezat.

Bazinul se prezintă sub forma unui sinclinal, cu cele două flancuri asimetric dezvoltate. Pe flancul sudic, s-au dezvoltat următoarele exploatări miniere : Lonea, Lupeni Sud, Uricani, iar pe flancul nordic: Petrila, Aninoasa, Vulcan şi Lupeni Nord. Importanţa economică a bazinului o formează zăcămintele de cărbuni (cărbuni bruni energetici spre est şi huilă de gaz cocsificabilă spre vest). De asemenea, se mai exploatează prin cariere nisipuri şi petrişuri, piatră de var etc.

În urma studiilor geologice şi în lumina datelor oferite de lucrările de explorare, s-a stabilit că fundamentul acestei depresiuni sinclinale este constituit din roci cristalofiliene, aparţinînd în bună parte cristalinului getic, reprezentate prin gneisuri, micaşisturi, amfibolite, cuarţite şi filite de vîrstă paleomezozoică. Acest complex este injectat pe alocuri de roci eruptive ca granodiorite, aplite, pegmatite sau lamprofire. Peste acest fundament, se aşază complexul sedimentar, care — după datele recente (1954—1955) — începe cu roci aparţinînd Cretacicului superior şi se termină cu roci aluvionare ce aparţin Cuaternarului.

Urmărind o coloană stratigrafică verticală, se observă următoarea succesiune :

a) Cretacicul superior cu roci detritice cimentate;

b) Paleogenul superior cu roci detritice cimentate;

c) Neogenul superior cu roci detritice cimentate;

d) Cuaternarul superior cu roci necimentate, reprezentate prin depozite de terasă, grohotişuri, conuri de dejecţie, aluviuni.

a) **Cretacicul superior,** cu o grosime variind între 150 şi 400 m, este constituit din conglomerate, gresii cenuşii, marne, argile, calcare şi vinişoare de cărbuni. Aceste depozite au fost identificate în bazin numai în anul 1955. Asemănarea lor cu cele din bazinul Haţegului confirmă legătura stabilită între cele două bazine în timpul Cretacicului.

b) **Paleogenul** vine în contact direct cu Cretacicul, cu fundamentul cristalin. Rocile atribuite acestei perioade sînt divizate în două orizonturi.

1. *Orizontul roşu inferior* (bazal) cu roci detritice, cu structură deltaică-torenţială, reprezentate prin argile verzui sau roşictice, gesii, calcare şi conglomerate cu elemente slab rotunjite. Este denumit şi bazal, deoarece face contact direct cu cristalinul pe întinderi mari. Apare dezvoltat pe ambele flancuri ale bazinului de la Lonea pînă la Cîmpul lui Neag. Se caracterizează prin lipsa faunei şi a florei fosile, a marnelor şi a cărbunilor, prin aspectul breciform al conglomeratelor şi al gresiilor grosiere şi prin nuanţa roşietică a argilelor. Grosimea medie a acestui orizont variază între 180—250 m.

2. *Orizontul argilo-marnos-mediu (productiv),* în care sînt cantonate stratele de cărbuni exploatabile, se caracterizează din punct de vedere petrografic prin predominarea argilelor şi a marnelor, prin prezenţa gresiilor, a stratelor de cărbuni numeroase (în total 19), prin lipsa conglomeratelor, prin nuanţa cenuşie-brună, negricioasă a rocilor şi prin prezenţa faunei şi a florei fosile. Numărul stratelor de cărbuni diferă de la cîmp minier la cîmp minier (de exemplu, la I. C. Lupeni, sînt 19 strate, iar la I. C. Uricani numai 10). Dintre acestea, sînt exploatabile total sau parţial următoarele: 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18.

Stratele 0, 1, 3, 10, 16 şi 17 s-au format într-un mediu limnic (de apă dulce), iar stratele 2, 4, 5, 6, 7, 8, 11, 12, 13, 14, 15 şi 18 s-au format în apele salmastre (strate paralice).

Stratele limnice prezintă plante fosile în acoperiş, iar cele paralice — faună. Majoritatea stratelor de cărbuni sînt lipsite de intercalaţii sterile, strate unitare, şi sînt considerate ca strate autohtone: 4, 5, 8, 9, 13, 15, 17 şi 18. Stratele 0, 1, 2 şi 3 prezintă multe intercalaţii şi sînt considerate ca strate formate printr-o acumulare mixtă autohtonă — alohtonă.

Grosimea medie a orizontului productiv este de 350 m.

c) **Neogenul** este reprezentat prin :

1. *Aquitanian* cu argile, marne, gresii, conglomerate cu elemente bine rotunjite, şisturi argilo-cărbunoase cu nuanţe verzui roşietice — cărămizii şi strate de cărbuni (3—7 în general neexploatabile şi numerotate de la 19 la 25). Se remarcă lipsa marnelor bituminoase. Aceste depozite, cu grosimea medie de 300—350 m constituie *orizontul superior.*

2. *Burdigalianul,* cu o dezvoltare relativ restrînsă, este constituit din marne calcaroase vinete — verzui fosilifere, gresii calcaroase, conglomerate verzui, argile verzui cu intercalaţii de şisturi cărbunoase şi strate de cărbuni cu grosimi de peste 1 m, parţial exploatate înaintea primului război mondial.

Peste depozitele burdigaliene, se aşază un strat de tuf vulcanic compact de culoare albicioasă cu impresiuni de frunze, cu o grosime de 0,5 — 0,7 m, aparţinînd *Helveţianului.*

3. *Pliocenul* formează un orizont cu pietrişuri, bolovănişuri, conglomerate slab cimentate, cu o grosime de circa 500 m.

d) **Cuaternarul** încheie seria depozitelor sedimentare. Este reprezentat prin depozite fluviatile, care alcătuiesc albia majoră de revărsare a apelor Jiului, prin conuri de dejecţie la gurile de vărsare a pîraielor şi prin grohotişuri de pantă constituite de regulă din fragmente de roci cristaline din ramele bazinului.

Din cele expuse pînă aici, se desprind următoarele concluzii:

1) sedimentarea rocilor detritice în bazinul Văii Jiului începe cu Cretacicul superior şi se termină cu Pliocenul;

2) stratele de cărbune exploatabile care formează obiectul întreprinderilor carbonifere sînt cantonate în jumătatea superioară a Paleogenului (Oligocen);

3) stratele de cărbuni sînt în majoritate de natură paralică şi s-au format prin acumulare autohtonă;

4) din punct de vedere al calităţii, se disting două tipuri de cărbuni: cărbune brun energetic spre est şi huilă de gaz spre vestul bazinului.

II. Descrierea mineralogică a rocilor sterile din orizontul productiv

Din punct de vedere petrografic, orizontul mediu (productiv) este constituit dintr-o alternanţă de argile bituminoase, gresii fine, gresii grosiere, foarte rar sau cu totul accidental micro-conglomerate. Aceste roci con-

stituie pachete de grosimi variabile, de la cîţiva metri pînă la zeci de metri şi se intercalează între stratele de cărbuni.

Trebuie menţionate de asemenea şi rocile sterile ce apar sub formă de intercalaţii în stratele de cărbuni, în special în stratele complexe.

Vom descrie, pe rînd, principalele varietăţi de roci atît din punct de vedere macroscopic, cît şi din punct de vedere microscopic. Studiul microscopic s-a făcut pe secţiuni subţiri, executate în laboratorul de Geologie al Institutului de Mine din Petroşani.

Argilele sînt de culoare cenuşie-negricioasă, unele cu nuanţă roşietică, iar cele dinspre acoperişul formaţiei cu nuanţe cenuşii-verzui. Au textura compactă, spărtura neregulată, pînă la concoidală, structura pelitică, aderenţă redusă. În apă, în cele mai multe cazuri, se dezagregă greu, după un timp îndelungat, iar unele nu se dezagregă de loc şi degajă bule de gaz. Nu fac efervescenţă în prezenţa HCl.

Cu ochiul liber sau cu ajutorul lupei, se observă paiete fine de muscovit, în unele cazuri cochilii întregi sau fragmente de cochilii de Lamellibranchiate şi Gasteropode, urme de substanţă vegetală încarbonizată, plaje de limonit, pelicule de calcit şi oglinzi de fricţiune. În secţiune subţire la microscop, în lumină polarizată, se observă o masă fundamentală argiloasă, cu structură pelitică, de culoare, în general cenuşie uneori galben — brună din cauza impregnării fie cu substanţă cărbunoasă, fie cu substanţă bituminoasă. Între nicolii încrucişaţi, această masă se închide la culoare, devenind — în parte sau în întregime — anizotropă. În interiorul ei, se pot distinge granule fine de cuarţ în cantitate redusă, paiete de muscovit şi minerale opace, reprezentate prin compuşii fierului, de regulă pirită, sub formă de unele argile, s-au observat şi concreţiuni de sferosiderită. Resturile organice sînt reprezentate prin cochilii, sau fragmente de cochilii de Lamellibranchiate, Gasteropode, căsuţe de Ostracode, solzi de peşti, secţiuni prin căsuţe de Foraminifere, fragmente de substanţă vegetală încarbonizată şi corpuri bituminoase.

Argilele grezoase sînt de culoare cenuşie-brună, mai rar negricioasă, cu textura compactă sau slab stratificată, spărtura neregulată, uşor concoidală, unele cu tendinţa de a se desface în plăci cu structură psamopelitică pînă la pelitică. Introduse în apă se dezagregă greu într-un timp îndelungat. În prezenţa HCl fac slabă efervescenţă, sau de loc. În secţiuni subţiri la microscop, la lumina polarizată, se observă o masă fundamentală argiloasă pelitică de culoare cenuşie-gălbuie, cenuşie-brună, uneori caolinoasă sau argilo-marnoasă, care între nicolii încrucişaţi, se închide la culoare, devenind în parte sau în întregime anizotropă. În această masă, se observă cristale de cuarţ de dimensiuni mici în cantitate destul de mare, alături de care apar cristale izolate şi rare de cuarţ de dimensiuni mari. Forma cristalelor este foarte diferită: unele sînt rotunjite, altele colţuroase. Majoritatea prezintă extincţii ondulatorii. Alături de cristalele de cuarţ, apar paiete de muscovit, uneori alterate şi transformate în sericit, cristale de feldspaţi, parţial sau în întregime caolinizaţi sau silicifiaţi, substanţă vegetală încarbonizată, concreţiuni sferosideritice, în cantitate redusă şi minerale opace, reprezentate prin granule şi cuiburi de pirită. Mineralele secundare sînt reprezentate prin limonit şi clorit.

Caracteristic pentru aceste roci este faptul că prezintă porţiuni alternînd cu granulaţie diferită, ceea ce imprimă rocii o oarecare stratificaţie. Uneori, aceste porţiuni nu sînt paralele, punînd în evidenţă stratificaţia încrucişată.

Argilele bituminoase sînt de culoare închisă pînă la negru, prezentînd o textură compactă, uneori cu tendinţe slabe de stratificare, spărtură concoidală, mai rar neregulată, structură pelitică. În apă se dezagregă greu după un timp îndelungat, iar unele degajă bule de gaz. În prezenţa HCl, de obicei nu fac efervescenţă. Cu ochiul liber se observă paiete de muscovit, cochilii şi fragmente de cochilii, substanţă vegetală încarbonizată şi eflorescenţe de sulf.

În secţiune subţire la microscop, în lumină polarizată, se observă o masă argiloasă pelitică, impregnată cu substanţă bituminoasă de culoare galben-brună, care între nicolii încrucişaţi, se închide la culoare, devenind mai slab sau mai puternic anizotropă. În această masă, apar cristale de cuarţ de dimensiuni mici şi, în general, în cantitate redusă, paiete fine de muscovit, substanţă vegetală încarbonizată, corpuri bituminoase, izolate sau în formă de cuiburi, cochilii şi minerale opace, reprezentate prin pirită sub formă de granule izolate, cuiburi sau plaje.

Marnele sînt de culoare variabilă de la cenuşie-galbenă pînă la brun-negricioasă, cu textură compactă, spărtura neregulată pînă la concoidală, structura pelitică, rar psamopelitică (marne calcaroase). În prezenţa HCl, fac efervescenţă puternică. Cu ochiul liber sau cu lupa, se observă fluturaşi de muscovit, pelicule de calcit, în special pe suprafeţele de spărtură sau pe fisuri şi resturi de substanţă vegetală încarbonizată. Uneori se observă adevărate reţele de vinişoare de calcit, ce străbat în mod neregulat masa rocii.

În secţiune subţire la microscop, în lumina polarizată, se observă o masă argilo-marnoasă pelitică, de culoare galben-brună sau ce-

nuşie-brună, care, între nicolii încrucişaţi, se închide la culoare, devenind în parte anizotropă. La marnele calcaroase, se observă o masă cristalină, formată din cristale şi colite de calcit de culoare albă-cenuşie, care, între nicolii încrucişaţi, devine anizotropă în nuanţe de culori cenuşiu-gălbui, verzui-roşietice. În această masă fundamentală, apar rar şi sporadic cristale de cuarţ de dimensiuni foarte mici, paiete fine de muscovit. Mai frecvente sînt plajele şi cristalele de calcit, unele umplînd crăpături din masa rocii, altele înlocuind metasomatic substanţa organică în ţesuturile vegetale. Alături de aceasta mai apar fragmente de cochilii de Lamellibranchiate, Gasteropode şi căsuţe de Ostra-, code, fragmente de vegetale încarbonizate, corpuri bituminoase şi minerale opace, pirită, sub formă de granule izolate sau cuiburi.

Marnele bituminoase sînt de culoare brună-negricioasă cu textură compactă, spărtură concoidală, structură pelitică. Introduse în apă, nu se dezagregă şi degajă bule de gaz.

În prezenţa HCl, fac puternic efervescenţă. Cu ochiul liber, se observă paiete foarte fine de muscovit, pelicule de calcit, fragmente de substanţe vegetale încarbonizate şi cochilii. De regulă, prezintă numeroase oglinzi de fricţiune.

În secţiune subţire la microscop, în lumina polarizată, se observă o masă fundamentală marnoasă sau argilo-marnoasă pelitică, impregnată cu substanţă bituminoasă de culoare galben-brună, care, între nicolii încrucişaţi, se închide la culoare devenind anizotropă.

Uneori, masa fundamentală este formată din cristale mici de calcit şi, în acest caz, anizotropia creşte. În această masă, sînt incluse cristale de cuarţ, de regulă într-o cantitate neînsemnată şi de dimensiuni foarte mici, paiete fine de muscovit, cristale şi plaje de calcit, fragmente de substanţe vegetale încarbonizate, corpuri bituminoase (răşini, spori etc.), dispuse — de regulă — după planuri paralele, imprimînd rocii o stratificaţie accentuată, fragmente de cochilii şi pirită, în general în cantitate mare, fie sub formă de granule izolate, fie sub formă de cuiburi parţial limonizate.

Gresiile sînt, în general, de culoare cenuşie, de la cenuşiu-deschis pînă la cenuşiu-închis, uneori cu nuanţe negricioase sau verzui, cu textură compactă, uneori cu tendinţă de stratificaţie, spărtură neregulată, structură psamopelitică, aderenţă redusă hidrofile; în apă se dezagregă greu sau nu se dezagregă nici după un timp îndelungat. În prezenţa HCl, în general nu fac efervescenţă. Cu ochiul liber sau cu lupa, se observă paiete de muscovit, granule de cuarţ, minerale melanocrate, urme de substanţă vegetală încarbonizată şi fragmente de cochilii.

În secţiune subţire la microscop, în lumina polarizată, se observă o masă argiloasă, în unele cazuri calcaroasă sau silicioasă de culoare alb-cenuşie sau gălbuie, care între nicolii încrucişaţi se închide la culoare, devenind anizotropă. În această masă, care formează cimentul, sînt cuprinse granule de cuarţ de diferite forme şi dimensiuni, majoritatea prezentînd extincţie ondulatorie. Unele dintre ele sînt cataclazate. Alături de cuarţ, apar paiete de muscovit izolate sau în formă de cuiburi cu culori de interferenţă vii, cristale de calcit, feldspaţi ortoclazi şi plagioclazi, majoritatea fiind caolinizaţi, silicifiaţi sau sericitizaţi. Mineralele opace sînt reprezentate prin granule izolate, plaje sau cuiburi de pirită, în unele cazuri limonitizată. Sporadic se mai găsesc paiete de biotit, cristale de amfiboli şi piroxeni; ca minerale secundare, apar caolinul rezultat prin alterarea feldspaţilor, cloritul şi limonitul rezultat prin alterarea silicaţilor feromagnezieni. Ca resturi organice, menţionăm fragmente de substanţă vegetală încarbonizată şi resturi de diferite cochilii.

Gresiile grosiere sînt de culoare cenuşie, cenuşie-albicioasă cu textură compactă, spărtură neregulată, structură psamitică. În prezenţa HCl, fac slab efervescenţă. Privite cu ochiul liber, se observă granule de cuarţ, feldspaţi, paiete de muscovit, plaje de limonit şi minerale melanocrate.

În secţiune subţire la microscop, se observă o masă constituită, fie din argilă, fie din cuarţ. Uneori se observă o înlocuire parţială a cimentului silicios cu substanţă bituminoasă. În această masă, sînt incluse cristale de cuarţ de mărimi şi forme variate, în general cataclazate, majoritatea prezentînd extincţie ondulatorie, cristale de feldspaţi ortoclazi (ortoză şi microclin), cristale de feldspaţi plagioclazi maclaţi polisintetic, parţial sau total caolinizaţi, sericitizaţi sau silicifiaţi, fragmente de roci metamorfice (micaşisturi, cuarţite) şi paiete de muscovit, la care se mai adaugă cristale izolate de calcit. Dintre mineralele secundare, menţionăm cloritul, limonitul sub formă de plaje şi serpentină. Mineralele opace sînt reprezentate prin compuşii fierului (pirită şi magnetită).

Microconglomeratele apar cu totul sporadic. Sînt de culoare cenuşie deschisă cu structură psefitică, textură compactă, spărtură neregulată. Cu ochiul liber, se observă granule de cuarţ, feldspaţi, muscovit şi biotit şi resturi vegetale.

În secţiune subţire la microscop, se observă o masă fundamentală formată din cuarţ, care constituie cimentul. În această masă, apar cristale de cuarţ de dimensiuni mari,

feldspaţi plagioclazi în parte alteraţi, fluturaşi de muscovit şi biotit, fragmente de roci metamorfice (cuarţite) şi minerale opace, reprezentate prin pirită.

Intercalaţiile sterile din stratele de cărbuni din punct de vedere petrografic nu diferă, în mare, de rocile descrise anterior.

Astfel, intercalaţiile din stratul trei sînt reprezentate prin argile brune-negricioase cu substanţe bituminoase şi cărbunoase, cu oglinzi de fricţiune, prin gresii micacee cenuşii, argile cu concreţiuni de sferosiderit şi calcar. În stratul patru şi cinci, intercalaţiile sînt argiloase. Stratul cinci este separat de un strat de cărbune în acoperiş de circa 6 m grosime, numit „Paprica" printr-o intercalaţie de 0,5 m, constituită din argilă cu faună de culoare cenuşie-negricioasă, cu structură pelitică. Privită la microscop, apare formată dintr-o masă pelitică, în care sînt înglobate cristale de cuarţ, paiete de muscovit, fragmente de substanţă vegetală încarbonizată şi numeroase cochilii. Stratele 8 şi 9 sînt separate prin intercalaţii de argilă cenuşie-negricioasă cu structură pelitică bogat fosiliferă. În apropiere de stratul 9 argila este înlocuită cu o marnă calcaroasă, formată din oolite şi din cristale de calcit, fragmente de vegetale încarbonizate şi corpuri bituminoase. Roca prezintă numeroase diaclaze umplute cu calcit. Stratul 13 are intercalaţii cenuşii negricioase de natură argiloasă, în general de dimensiuni foarte mici. În stratul 14 intercalaţiile sînt, de asemenea, argiloase, iar în stratul 15 sînt grezoase.

În concluzie, orizontul mediu (productiv) este constituit din argile, argile grezoase, argile bituminoase, marne, marne bituminoase, marne calcaroase, care predomină, urmînd gresii fine, gresii grosiere şi foarte rar microconglomerate.

Din punctul de vedere al construcţiei mineralogice, se caracterizează printr-o structură monotonă, componenţii mineralogici fiind mereu aceiaşi. Variabilă este numai proporţia dintre ei, în funcţie de care se deosebesc diferitele categorii de roci. Aceste caractere se păstrează şi pentru rocile ce apar sub formă de intercalaţii în stratele de cărbuni.

III. Determinarea conţinutului de SiO_2 liber în roci

În ceea ce priveşte conţinutul de SiO_2 liber în diferitele varietăţi de roci, s-au făcut cîteva determinări pe secţiuni subţiri pentru o serie de roci din orizontul mediu (productiv) al cîmpului minier Lupeni-Nord.

Determinările s-au făcut cu ajutorul microscopului polarizant. Metoda a fost următoarea:

Cu ajutorul unui ocular micrometric, s-au numărat diviziunile de pe scară, acoperite cu granule de cuarţ şi ciment silicios. Cum numărul diviziunilor de pe scara micrometrică era 100, numărul ocupat de granulele de cuarţ şi ciment silicios reprezintă chiar procentul de SiO_2 liber în porţiunea respectivă de rocă. Pentru ca rezultatele să fie cît mai reprezentative s-au făcut pentru fiecare rocă zece determinări. Procentul de SiO_2 liber pe rocă s-a calculat făcîndu-se media celor zece citiri. S-a lucrat cu obiectiv „9x" şi cu ocular „5 x", cu scară micrometrică. În cazul cînd în secţiune s-au întîlnit goluri sau defecte de execuţie, numărul diviziunilor ocupate de acestea s-a scăzut din 100, iar procentul de SiO_2 s-a calculat, faţă de numărul diviziunilor ocupate numai de masa rocii.

Rezultatele determinărilor s-au centralizat în tabela 1.

Din studiul acestei tabele, se pot face următoarele observaţii:

1. Conţinutul mediu de SiO_2 liber variază în funcţie de natura rocii şi anume:

— la gresii, de la 32,5% la 92.6%;
— la argile grezoase, de la 6,7% pînă la 13,2%;
— la argile bituminoase, de la 1,1% pînă la 1,5%;
— la argilă de la 1% pînă la 3,9% şi chiar pînă la 7,6%;
— la marne, 1,1%;
— la marne bituminoase de la 1% pînă la 2,7%.

2. În cazul gresiilor, conţinutul de SiO_2 liber depinde de natura cimentului şi de cantitatea acestuia. În general, gresiile cu ciment silicios au un conţinut de SiO_2 liber mai mare. Urmează gresiile calcaroase şi gresiile argiloase. În unele cazuri această regulă nu se păstrează, deoarece — în aceeaşi rocă — compoziţia cimentului poate fi variabilă: silico-argiloasă, silico-calcaroasă sau argilo-calcaroasă. De asemenea, proporţia dintre ciment şi granulele de cuarţ este destul de variabilă.

3. Rocile au un caracter destul de neomogen, ceea ce se poate constata din diferenţele, uneori mari, dintre determinările făcute, în aceeaşi rocă. Neomogenitatea este mai accentuată la gresiile şi la argile grezoase, iar la argile, argile bituminoase, la marne şi la marne bituminoase aceasta este mai puţin evidentă.

4. Considerăm periculoase, din punctul de vedere al producerii prafului silicotic, gresiile, argilele grezoase şi argilele, deşi acestea din urmă nu depăşesc, în general, 10%.

Întrucît rocile în care se execută lucrări miniere, în scopul deschiderii, al pregătirii şi al exploatării stratelor de cărbune, sînt şi roci cu conţinutul SiO_2 liber peste 10%, deci periculoase din punctul de vedere al producerii prafului silicotic, considerăm util studiul sistematic al rocilor din toate cîmpurile miniere din bazinul Văii Jiului. Planul re-

coltării probelor va fi întocmit împreună cu geologul minei, ținîndu-se seamă de planul de sistematizare al minei.

Considerăm necesar ca, din fiecare loc de muncă, o dată cu recoltarea unei probe pentru determinarea de SiO_2, liber, pe rocă, în

Tabela 1

Nr. crt.	Nr. probei/ nr. bul. de analiză	Locul recoltării probei	Denumirea rocii	Conținutul de SiO_2 liber în %										
				Nedeterminări										conținut mediu
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1	55/ 55	La 25 m în acoper. str. 9	Gresie micacee silicioasă	94	98	96	98	95	94	90	89	86	86	92,6
2	62/ 60	La 2 m în culc. str. 18.	Gresie silicioasă	71	90	69	90	76	85	83	75	77	93	80,9
3	101/138	Intercalație la 6,8 m de culcușul str. 3	Gresie silicioasă	93	85	86	57	75	79	92	92	75	52	78,6
4	118/125	Culcușul stratului 15.	Gresie calcaroasă	77	83	75	50	75	78	71	74	82	70	73,5
5	75/ 77	Acoperiș îndepărtat la 30,2m de stratul 5	Gresie argiloasă	73	67	63	59	78	65	79	60	72	89	69,5
6	97/140	Culcușul imediat al str. 3	Gresie calcaroasă	49	81	79	70	81	78	70	46	70	68	69.2
7	122/ 96	La 3,5 m în acoperișul str. 15	Gresie silicioasă	78	61	67	69	77	72	66	58	66	71	68,5
8	— / 35	Culcușul imediat al str. 5.	Gresie micacee argiloasă	73	64	63	77	67	80	74	64	67	51	68,0
9	102/143	Intercalație la 13,4 m de culcușul stratului 3	Gresie silicioasă	71,5	77	69	49	68	66	80	73	65	53	67,15
10	— / 47	La 4 m. în acoperișul str. 5	Gresie silicioasă	65	62	62	53	67	70	71	68	52	63	63,3
11	81/142	La 12 m în acoperișul str. 3	Gresie argiloasă	40	44	56	53	73	71	74	72	54	45	58,2
12	77/ 69	Acoperiș îndepărtat la 33,43 m de stratul 5	Gresie argiloasă	61	40	39	65	68	52	54	57	42	67	54,5
13	120/100	La 1,5 m în acoperișul str. 15	Gresie argiloasă	49	52	50	51	46	50	54	49	47	42	49,0
14	89/ 79	Culcuș îndepărtat la 27,4 m de stratul 5	Gresie calcaroasă	47	47	53	35	36	57	37	45	39	60	45,6
15	7/ 25	Culcuș real al str. 3	Gresie argiloasă	33	37	56	33	36	28	38	52	63	45	42,1
16	119/ 99	Acoperiș imediat al str. 15	Gresie argiloasă	24	31	37	36	35	31	28	32	35	36	32,5
17	84/144	Culcușul stratului 4.	Argilă grezoasă	20	12	10	13	14	17	12	11	12	11	13,2
18	82/130	La 11,5 m în acoper. str. 3.	Argilă grezoasă	9	6	10	10	14	9	12	12	7	10	9,9
19	121/104	La 2,5 m în acoper. str. 15	Argilă grezoasă	10	12	10	7	11	10	9	11	9	10	9,9
20	38/ 38	Culcușul stratului 13.	Argilă grezoasă	15	12	14	6	7	14	9	9	6	6	9,8
21	—/ 22	Culcușul stratului 5.	Argilă grezoasă	9	6	7	9	10	7	9	9	10	9	8,5
22	—/ 43	Acoperișul stratului 5.	Argilă grezoasă	7	10	9	8	8	9	10	7	9	8	8,5
23	117/ 92	La 6,4 m în culcușul str.15.	Argilă grezoasă	5	9	7	7	9	5	9	8	11	13	8,3
24	111/ 32	Culcușul stratului 14.	Argilă grezoasă	6	5	7	6	8	9	9	6	5	6	6,7
25	27/ 27	Intercalație str. 8-9.	Argilă grezoasă	12	10	7	6	7	9	7	6	5	7	7,6
26	—/ 34	Acoperișul stratului 4.	Argilă	4	4	5	5	4	3	4	3	4	3	3,9
27	85/136	Culcușul stratului 4.	Argilă cu faună	5	4	2	2	3	4	4	5	5	3	3,7
28	80/132	La 5,7 m de acoperișul str. 3	Argilă	2	2	4	2	4	2	2	4	4	3	2,9
29	14/ 36	Acoperișul stratului 3.	Argilă	4	2	4	3	2	3	4	2	2	2	2,8
30	113/ 97	La 3,5 m în acoperișul str 14	Argilă	1	2	4	3	2	1	1	1	2	1	1,8
31	—/ 37	Culcușul stratului 4.	Argilă	1	2	1	1	1	4	3	1	1	2	1,7
32	58/ 58	Acoperișul stratului 9.	Argilă cu faună	2	3	1	2	2	1	1	1	2	2	1,7
33	39/ 39	Acoperișul stratului 17.	Argilă	2	3	1	2	1	1	2	1	1	2	1,6
34	12/ 25	Acoperișul stratului 9.	Argilă cu faună	2	1	2	1	1	1	2	2	1	2	1,5
35	12/ 66	La 1 m în acoperișul 9.	Argilă cu faună	2	1	2	1	2	1	2	2	1	1	1,5
36	—/ 33	Acoperișul stratului 5	Argilă cu faună	3	1	1	1	2	1	2	1	2	3	1,5
37	86/128	La 16,87 m în acoper. str. 4	Argilă	2	1	1	2	2	1	1	1	2	1	1,4
38	129/112	La 10,00 m în acoper str. 11	Argilă	2	1	1	2	1	1	2	1	1	2	1,4
39	60/63	La 1,50 m în culc. str. 17	Argilă	2	1	1	3	1	1	1	1	2	1	1,4
40	104/89	La 7,40 m în acop. str. 13	Argilă	1	2	2	1	1	1	2	1	1	1	1,3
41	88/81	La 27,07 m în culc. str. 5	Argilă	1	2	1	2	1	1	1	1	1	1	1,2
42	116/92	La 10,80 m în culc. str. 15	Argilă	1	1	1	2	1	1	2	1	1	1	1,2
43	108/113	La 27,20 m în culc. str. 14	Argilă	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1	1,1
44	62/62	Culcușul imediat al str. 13	Argilă	1	1	1	1	1	1	1	2	1	1	1,1
45	—/49	Acoperișul str. 5	Argila cu faună	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1,0
46	—/40	Acoperișul fals al str. 4	Argilă bitumin.	1	2	1	2	1	3	1	1	2	1	1,5
47	64/64	La 4.00 m în acop. str. 18	Argilă bitumin.	1	2	1	1	1	1	2	1	1	1	1,2
48	65/59	La 15,00 m în acop. str. 18	Argilă bitumin.	2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1,1
49	73/76	La 14,40 m în culc. str. 8—9	Marnă	1	2	1	1	1	3	1	2	1	2	1,4
50	66/83	La 2,86 m în culc. str. 8—9	Marnă bitumin.	4	4	4	4	2	3	1	2	2	2	2,7
51	8/47	Culc. îndepărtat al str. 8	Marnă bitumin.	2	3	2	2	3	2	1	1	3	1	2,2
52	128/109	La 1,50 m în acop. str. 11	Marnă bitumin,	4	2	3	3	3	2	2	1	1	2	2,2
53	87/131	La 21,97 m în acop. str. 4	Marnă bitumin.	3	2	2	2	1	2	1	2	1	3	1,18
54	28/28	Culcușul stratului 8	Marnă bitumin.	1	1	1	1	2	1	1	1	2	1	1,2
55	54/54	Acoperișul imediat al str. 13	Marnă bitumin.	1	1	1	1	2	1	1	1	1	1	1,1
56	103/105	Acoperișul imediat al str. 13	Marnă bitumin.	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1,0

secțiuni subțiri (metoda petrografică), să se recolteze și probe de praf, în vederea determinării de SiO_2 prin metoda conimetrică sau gravimetrică. De asemenea, să se urmărească dacă există vreo dependență între SiO_2 liber din rocă și SiO_2 liber din atmosfera minei. Rezultatele să fie completate cu datele analizelor chimice pentru aceleași probe.

Întrucît se pot recolta probe sistematice din coloana litografică a cîmpului minier Lupeni (atît din flancul nordic cît și din flancul sudic) pentru care se pot executa secțiuni subțiri, întocmindu-se apoi buletine de analiză, propunem să se înceapă lucrările de determinare a SiO_2 liber mediu pe mină, în scopul clasificării primei mine din țară din punctul de vedere al pericolului de silicoză.

În acest fel, vom contribui la cunoașterea factorilor care influențează și determină concentrația prăfoasă și, deci, la elaborarea procedeelor de reducere a gradului ei de periculozitate, procedee care, deocamdată, pînă la rezolvarea pe cale medicală a laturii curative a silicozei constituie măsurile complexe profilactice cele mai importante.

Exploatarea sării prin dizolvare în sonde după „procedeul ing. Dima V"

Ing. E. Climescu și ing. D. Bodnărescu

Considerații generale

Sarea este unul din produsele cele mai întrebuințate de om. Ea a servit încă din timpurile cele mai vechi la prepararea și la conservarea alimentelor. Probabil că omul preistoric obținea sarea necesară hranei sale în același fel cu animalele. Nu se știe exact cînd anume a întrebuințat omul pentru prima dată sarea provenită din evaporarea apei de mare sau din aflorimentele naturale, dar logic se pare că aceasta a avut loc imediat după ce el a început să-și prepare mîncarea.

Arhivele vechi istorice arată că sarea a fost considerată ca o marfă de o importanță strategică, ce afecta în chip deosebit relațiile dintre popoare.

Aceasta s-a datorat atît zăcămintelor încă nedescoperite, cît și transporturilor slab dezvoltate pînă în timpurile relativ recente. În prezent cele mai multe țări au importante zăcăminte de sare.

Astăzi, din totalul de sare extrasă, numai un mic procent este întrebuințat în gospodărie la prepararea bucatelor, cea mai mare parte fiind folosită în alte scopuri (industria alimentară, industria chimică etc.).

Patria noastră dispune de imense rezerve de sare, dintre care doar o mică parte a fost pusă în exploatare. În general, astăzi se află în exploatare zăcămintele care au produs sare, cu sute de ani în urmă, prin metodele clasice miniere.

Pînă nu de mult, cea mai mare parte din sarea extrasă era utilizată în alimentație, procentul întrebuințat în industrie fiind destul de redus. În ultimii ani însă, dezvoltarea industriei chimice a necesitat o creștere a producției de sare, corespunzătoare necesarului acestei industrii.

Pentru industria chimică, se cere producerea a mari cantități de sare în soluție.

Pînă în anul 1948, sarea în soluție, necesară industriei chimice, era produsă prin metoda de dizolvare în bazine subterane, metodă propusă spre aplicare la noi în țară de către inginerul belgian Bodart, sau prin dizolvarea sării extrase în bazine special construite la suprafață (Spitzkasten).

Punîndu-se problema unei producții mari de sare în soluție, cu o concentrație constantă de minimum 310 g/l, s-a ajuns la concluzia că obținerea acesteia este mai simplă și mai economică cu ajutorul sondelor.

Precizăm în treacăt că, pentru obținerea unei producții de 130 000 t/an de sare în soluție, ar fi necesară o suprafață de masiv, în care s-ar amenaja bazine după metoda Bodart de 1 083 000 m².

Metoda de exploatare prin sonde prezintă următoarele avantaje:

— investiții mai mici;
— producerea saramurii saturate în cantități mari;
— posibilitatea dezvoltării la adîncime mare;
— coeficientul de exploatabilitate superior celorlalte metode.

Metodele de exploatare prin sonde, care nu fac o exploatare dirijată, pot produce surpări la suprafață. Metodele de exploatare dirijată permit controlul dizolvării în timpul exploatării sondei.

Metoda preconizată de ing. Dima Vasile face parte din categoria metodelor de exploatare dirijată, prin sonde, prezentînd o serie de avantaje asupra celorlalte metode, și anume:

1) dirijarea controlată a procesului de dizolvare;
2) diametrul golurilor poate fi obținut printr-un proces simplu de dizolvare dirijată;
3) cilindrul de dizolvare se termină la partea superioară cu o calotă parabolică, ce poate fi obținută și dimensionată după necesități;
4) instalația este foarte simplă și ușor de manevrat;
5) necesită investiții reduse;
6) folosește personal redus;
7) permite exploatarea la adîncimi mari;
8) productivitate mare pe m² de suprafață;
9) randament de exploatare mare;
10) se obține o saramură saturată;
11) are o funcționare continuă;
12) prețul de cost pe tonă de sare extrasă este scăzut.

Procesul tehnologic de exploatare

A. Exploatarea sării prin sonde, se face după cum urmează:

Zăcămîntul de sare, identificat prin prospecțiuni este în prealabil explorat prin sonde, care trebuie să precizeze:

— adîncimea de unde începe sarea;
— extinderea masivului de sare în adîncime;
— extinderea zăcămîntului în suprafață;
— calitatea sării pe verticală;
— structura zăcămîntului și diverse intercalații sterile;
— compoziția chimică a zăcămîntului pe verticală și variația conținutului de NaCl.

Determinarea vitezei de dizolvare verticală și orizontală a sării, după probele extrase.

După datele obținute prin explorare, se calculează rezervele exploatabile din zona respectivă. Pe baza tuturor acestor date, se stabilește dacă zăcămîntul respectiv poate fi exploatat și în ce condiții.

Se fixează amplasamentele sondelor de exploatare și numărul lor corespunzător necesității de producție de sare în soluție, pentru alimentarea industriei respective.

Se adoptă, pentru toate sondele, construcții similare.

Construcția sondelor

Indicăm, în cele ce urmează, construcția unei sonde, cu o capacitate de producție de 6—10 t sare în soluție pe oră.

Sonda se sapă începînd de la cota zero a terenului cu o sapă de 475 mm Ø, pînă la o adîncime variind între 6 și 20 m, după grosimea depunerilor recente care urmează a fi traversate. La adîncimea stabilită, se tubează și se cimentează pînă la zi o coloană de ghidaj de 14³/₄".

După pauza corespunzătoare prizei cimentului, se fixează dopurile și se continuă forajul cu sapa de 384 mm Ø, pînă la o adîncime corespunzătoare circa 30—40 m sub limita steril sare, unde se tubează și se cimentează pînă la o zi coloană de ancoraj de 10³/₄"Ø.

Calculul adîncimii coloanei de ancoraj

Adîncimea, la care se tubează această coloană în sare, se calculează luînd în considerație eforturile datorite greutății unei părți din masiv care s-ar desprinde. Admițînd că ruperea se poate produce conform ipotezelor lui Willman și Ritter, după un corp de formă parabolică, și considerînd că golurile sînt cilindrice, vom avea un paraboloid de rotație, al cărui volum este:

$$v=\frac{1}{2}\,\pi r^2 \cdot h,$$

în care:

r este raza bazei;

h — înălțimea paraboloidului.

Greutatea proprie a acestui volum este:

$$G=\delta \cdot V,$$

în care: δ este greutatea specifică aparentă a sării.

Acestei greutăți, care tinde a se rupe din masiv, i se opune rezistența la întindere de pe întreaga suprafață a paraboloidului. Dacă rezistența la întindere este mai mică decît greutatea proprie a paraboloidului, se produce prăbușirea tavanului excavației respective.

Ecuația parabolei (fig. 1):

$$x^2=2\,pz. \qquad (1)$$

Elementele de arc de parabolă ds se pot scrie:

$$ds^2=dx^2+dz^2. \qquad (2)$$

Suprafața elementului de paraboloid, cuprinsă între două planuri orizontale infinit apropiate, este:

$$d\Omega=2\pi \times ds. \qquad (3)$$

Efortul de întindere σ_t este normal pe elementul de suprafață d_s

Descompunînd acest efort după tangenta la curbă și verticală, componența pe verticală este:

$$N=\frac{\sigma}{\cos\,\alpha}\cdot \qquad (4)$$

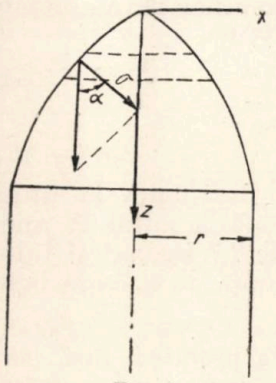


Fig. 1.

Pentru întreaga suprafață vom avea:

$$\frac{2\pi \times ds\,\sigma}{\cos\,\alpha}, \qquad (5)$$

iar pentru întreaga suprafață a paraboloidului:

$$T=\int \frac{2\pi \times ds\,\sigma}{\cos\,\alpha} \qquad (6)$$

înlocuind $\cos\,\alpha=\frac{dx}{ds}$ și ținînd seama de (2), avem:

$$T=2\,\pi\sigma \int_0^r x\left[1+\left(\frac{dz}{ds}\right)^2\right] dx. \qquad (7)$$

Din (1) avem:

$$\frac{dz}{dx} = \frac{x}{p}$$

înlocuind în (7), avem:

$$T = 2\pi\sigma \int_0^r x\left(1 + \frac{x^2}{p^2}\right) dx \qquad (8)$$

şi integrînd obţinem;

$$T = 2\pi\sigma\left(\frac{r^2}{2} + \frac{r^4}{4p^2}\right) \qquad (9)$$

sau

$$T = \pi\sigma\left(r^2 + \frac{r^4}{2p^2}\right) \qquad (10)$$

Punînd din (1): $p = \frac{x^2}{2z}$ pentru valorile limită, avem: $p = \frac{r^2}{2h}$, iar (10) devine:

$$T = \pi\sigma\,(r^2 + 2h^2). \qquad (11)$$

Deci în cazul escavaţiilor nerambleitate, vom avea:

$$F_1 = G - T = \frac{1}{2}\pi\delta\, r^2 h - \pi\sigma\,(r^2 + 2h^2), \qquad (12)$$

iar în cazul escavaţiilor rambleiate, avem:

$$f_2 = G - T - \pi r_{pi}^2 = \frac{1}{2}\pi\delta\, r^2 h - \pi\sigma(r^2 + 2h^2) - \pi r^2 \delta H \qquad (13)$$

Deoarece, prin contracţie, se poate întîmpla ca nivelul saramurii să scadă sub tavan, nu se consideră în calcule decît cazul golurilor nerambleiate şi dacă luăm $F_1 = 0$ avem:

$$\frac{1}{2}\pi\delta\, r^2 h - \pi\sigma\,(r^2 + 2h^2) = 0 \qquad (14)$$

sau:

$$\delta\, r^2 h - 2\sigma\, r^2 - 4\sigma\, h^2 = 0. \qquad (15)$$

Rezistenţa la întindere necesară, determinată la salina A unde s-au forat sondele, era de 7,7 kg/cm² şi luînd un coeficient de siguranţă de 4, ca la beton, se ajunge la:

$$\sigma_{adm} = 19 \text{ t/m}^2.$$

În practică, însă, se recomandă a nu se trece peste un $\sigma_{adm} = 10$ t/cm², deoarece s-a constatat că structura sării poate fi foarte variabilă şi, deci, pot scădea rezistenţele periculos de mult.

Adoptînd această valoare pentru σ_{adm} şi luînd: $\delta = 2{,}2$ t/m³, obţinem:

$$40\, h^2 - 2{,}2\, r^2 h + 20\, r^2 = 0, \qquad (16)$$

de unde:

$$h = \frac{1{,}1\, r^2 \pm \sqrt{1{,}21\, r^4 - 800\, r^2}}{40}. \qquad (17)$$

Pentru că h să aibă valori reale trebuie ca:

$$1{,}21\, r^4 \geqslant 800\, r^2,$$

sau

$$r \geqslant 25{,}7 \text{ m},$$

la care corespunde $h = 18{,}2$ m, ceea ce arată că dacă raza creşte peste 25,7 m, tavanul se prăbuşeşte după o boltă parabolică a cărei înălţime este cea indicată mai sus.

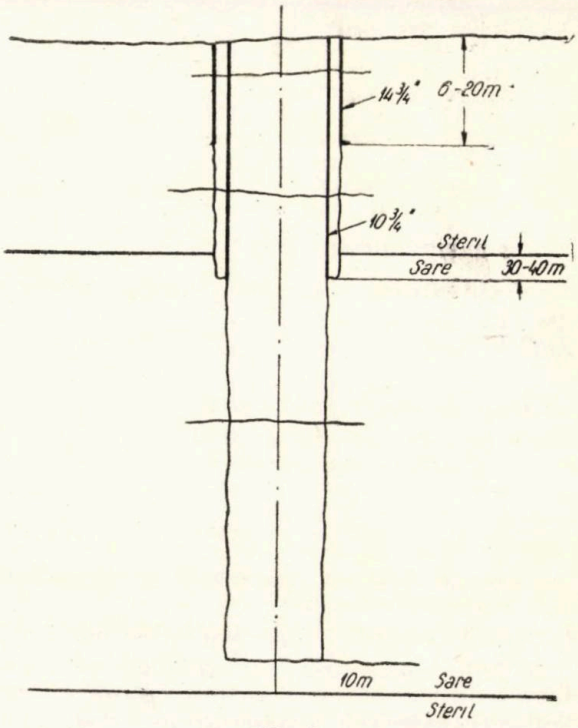


Fig. 2.

În cazul în care formaţia care acoperă stratul de sare este ceva mai mare, este necesar să se verifice dimensionarea tavanului şi la încovoiere.

După priza cimentului pentru asigurarea unei etanşeităţi perfecte se face proba de presiune a coloanei corespunzătoare condiţiilor de exploatare a sondei.

Se continuă apoi forajul cu noroi de sare, folosindu-se sapa de 240 mm diametru pînă la o adîncime care practic se ia pînă la circa 10 m deasupra limitei sare — steril.

În acest moment, se poate considera că forajul sondei este terminat şi se montează echipamentul de producţie.

Coloana de ancoraj se termină la partea superioară cu o flanşă, la care se montează un cap de producţie, care urmează a izola etanş spaţiul dintre coloana de ancoraj şi coloana exterioară de producţie, cum şi spaţiul dintre coloana exterioară de producţie şi coloana interioară de producţie. Capul de exploatare trebuie să asigure, totodată, susţinerea coloanelor de exploatare în gaura de sondă şi posibilitatea extragerii lor în timpul procesului de producţie.

De asemenea, este necesar a se avea posibilitatea de închidere totală a găurii de sondă, atunci cînd coloanele ar fi extrase din puţ.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Analiza rațională a minereurilor de plumb, cupru și zinc

Ing. M. Ionescu și chim. Roman Pavel
din ICEMIN

Valoarea unui minereu este în funcție nu numai de valoarea componentelor utile, ci și de forma sub care se găsesc aceste componente. Alegerea proceselor de îmnobilare, cum și a proceselor tehnologice fundamentale, la care sînt supuse minereurile pentru a fi valorificate, implică — deci — o cunoaștere amănunțită atît a compoziției lui materiale, cît și a structurii componentelor sale. Din această cauză, pentru a fi utilizat rațional, minereul este supus totdeauna unui studiu preliminar. Acest studiu folosește o serie de metode fizico-chimice de investigație, și anume :

— metode de analiză chimică ;
— metode de analiză spectrală și roentgeno-spectrală ;
— metode de analiză roentgeno-structurală ;
— metode de analiză tehnică ;
— metode de analiză petrografică ;
— metode chimice de cercetare sau analiza rațională.

Articolul de față se limitează a arăta metodele de analiză rațională a minereurilor de Pb, Cu și Zn.

Analiza rațională, numită adesea și analiza fazelor, este analiza chimico-mineralogică, bazată pe comportarea mineralelor la acțiunea unor solvenți, aleși în mod corespunzător, în care unele minerale se dizolvă repede și complet, iar altele nu se dizolvă de loc sau foarte încet. Analiza rațională are ca scop studierea prin metode chimice a distribuției cantitative a elementului de valoare în minereu, după formele compușilor lui.

Această metodă prezintă avantajul că ne dă posibilitatea de a studia cantități de mii și sute de mii de ori mai mari decît acelea care intră în cîmpul vizual al unui microscop și, deci, de a obține rezultate destul de exacte. Această metodă prezintă însă și dezavantajul că nu se poate aplica atunci cînd componenții minerali sînt inactivi sau au însușiri chimice atît de apropiate încît nu se poate alege un solvent cu acțiune selectivă.

Aplicarea analizei raționale poate fi însă ușurată, prin divizarea minereului în componenți mai simpli, bazată pe proprietățile lor fizice. Metodele folosite în acest scop sînt :

— metoda de selecționare manuală a granulelor minerale deosebite la microscop sau cu ajutorul lupei binoculare ;
— metoda de analiză granulometrică ;
— metoda de preparare a mineralelor, bazată pe diferența greutăților specifice ;
— metode de separație magnetică ;
— metoda de separație electrostatică.

Aplicarea prealabilă a uneia sau a mai multora dintre aceste metode asupra minereului supus analizei raționale este uneori obligatorie. Din această cauză, studierea unui minereu nu se face numai prin analiza rațională, ci printr-un complex de metode, dintre care una este analiza rațională.

Alegerea corectă și combinarea adecvată a acestor metode determină reușita problemelor puse cercetătorului de către fiecare minereu nou ce trebuie valorificat. Pentru aceasta, este necesar a se ține seama de particularitățile individuale ale fiecărui minereu ce se studiază, căci numai în acest caz analiza rațională poate da rezultate bune. Este necesar, de asemenea, ca chimistul cercetător să nu aplice ca o rețetă șablon rețetele analizei raționale, ci să caute să elaboreze scheme de cercetare, în funcție de tipul de minereu de cercetat.

Literatura de specialitate în acest domeniu, indică numai căi de cercetare, lăsînd la latitudinea chimistului alegerea căii celei mai juste.

În laboratoarele ICEMIN, ne-am folosit de indicațiile literaturii de specialitate, pe care le-am aplicat la cîteva minereuri complexe din țară.

Considerăm că schemele de cercetare alese, metodele aplicate și rezultatele obținute sînt interesante, fixînd calea de urmat pentru analiza rațională în cazul minereurilor de Pb, Cu și Zn. În cele ce urmează vom descrie metodele folosite pentru analiza rațională a minereurilor.

A. MINEREURI DE CUPRU

În minereuri, cuprul se găseşte sub formă de minerale oxidate (sulfaţi: boothit, calcantit; carbonaţi: malahit, azurit; oxizi: cuprit etc.), sub formă de minerale sulfuroase (calcopirită, cubanită, bornită, covelină, calcozină etc). şi în stare nativă.

Dintre mineralele de cupru, în minereuri se întîlnesc mai frecvent mineralele sulfuroase ca: calcopirita ($CuFeS_2$), cubanita ($CuFe_2S_3$) — denumită şi grupa mineralelor chimic inerte (sărace în cupru) — şi covelina (CuS), calcozina (Cu_2S), bornita (Cu_5FeS_4) — denumită şi grupa mineralelor chimic active (bogate în cupru). Celelalte minerale, ca şi cuprul nativ, se întîlnesc în minereuri mai rar sau în cantităţi foarte mici.

Pentru analiza raţională a minereurilor de cupru, se folosesc metode de extracţie a mineralelor cu solvenţi selectivi.

a) **Determinarea sulfatului de cupru** (boothit, caloantit)

Întrucît sulfatul de cupru se găseşte extrem de rar în minereuri şi în cantitate mică, determinarea lui se face pe probe mari, variind între 5—50 g.

Minereul, cîntărit la balanţa analitică, se introduce într-un Erlenmeyer de 750 mm şi se tratează cu 200—250 mm apă. Vasul cu proba se agită timp de o oră la temperatura camerei, folosind fie un agitator mecanic, fie unul manual.

În acest timp, cuprul conţinut în minereu sub formă de sulfat de cupru trece cantitativ în soluţie, conform reacţiei:

$$SO_4Cu + H_2O = SO_4^{2-} + Cu^{2+} + OH^- + H^+.$$

Se filtrează la trompa de vid prin hîrtie de filtru deasă, avînd grijă ca filtratul să fie complet limpede (la nevoie se folosesc două hîrtii de filtru). Reziduul de pe filtru se spală de 3—4 ori prin decantare şi de 5—6 ori pe filtru cu apă. Filtratul se concentrează pînă la 25—50 ml şi se determină cuprul printr-una dintre metodele chimiei analitice (se recomandă metoda polarografică, întrucît are sensibilitate mai mare):

$$SO_4Cu\% = \frac{a \cdot 2{,}511}{G} \cdot 100.$$

în care:

a este cantitatea de cupru dozată în grame;
2,511 — factorul de transformare al cuprului în sulfat de cupru;
G — cantitatea probei în grame luată în analiză.

b) **Determinarea carbonaţilor de cupru** (malahit, azurit)

Reziduul rămas după extragerea sulfatului de cupru se aduce cantitativ în acelaşi vas în care s-a făcut extracţia sulfaţilor şi se continuă operaţia de extracţie a carbonaţilor. Reziduul se tratează cu 200 ml acid sulfuric 5%, se adaugă 1—3 g sulfit de sodiu pentru a crea un mediu reductor şi se agită timp de o oră la temperatura camerei. După acest timp, soluţia se filtrează la trompa de vid şi se spală reziduul iniţial prin decantare cu o soluţie 2% acid sulfuric, în care s-a dizolvat 1 g sulfit de sodiu şi apoi pe filtru de 5—6 ori cu apă. În filtrat se va găsi cuprul care era conţinut în minereu sub formă de carbonaţi, conform reacţiei:

$$CO_3Cu.\,Cu(OH)_2 + 2SO_4H_2 + 2SO_3Na_2 = 2SO_4Cu + SO_4Na_2 + CO_2 + 2H_2O + SO_3Na_2.$$

Filtratul se concentrează la circa 50 ml şi se dozează cuprul printr-una dintre metodele chimiei analitice, ţinînd seama de conţinutul în carbonaţi de cupru al minereului şi de sensibilitatea metodei alese:

$$Cu\%\ \text{(din carbonaţi)} = \frac{a}{G} \cdot 100$$

sau carbonaţi sub formă de malahit:

$$Cu_2CO_3(OH)_2\% = \frac{a \cdot 1{,}739}{G} \cdot 100,$$

în care:

a este cantitatea de cupru dozată în g;
1,739 — factorul de transformare al cuprului în malahit;
G — greutatea probei luate în analiză, g.

c) **Determinarea cuprului legat ca sulfuri secundare** (covelină, calcozină, bornită)

Determinarea sulfurilor secundare de cupru se bazează pe proprietatea lor de a reacţiona cu o soluţie de cianură de sodiu 4—6% cu formarea de cianuri complexe solubile. Reacţiile care au loc sînt:

1) $2CuS + 2CNNa = Cu_2(CN)_2 + Na_2S + S$;
2) $Cu_2S + 2CNNa = Cu_2(CN)_2 + Na_2S$;
3) $Cu_2(CN)_2 + 6CNNa = [Cu(CN)_4]Na_3$.

Modul de lucru. Reziduul de la extracţia carbonaţilor de cupru se aduce în acelaşi vas în care s-a făcut extracţia şi se tratează cu 2—3 g NaOH şi 200 ml soluţie 5% CNNa.

Se atrage în mod deosebit atenţia ca aceasdauge iniţial hidroxid de sodiu, pentru a se crea un mediu alcalin şi a se evita astfel formarea de acid cianhidric.

Vasul cu proba se agită timp de două ore şi apoi se filtrează soluţia la vid prin filtru des. Reziduul se spală cu apă prin decantare de 2—3 ori şi de 5—6 ori pe filtru.

Filtratul se tratează cu 10 ml SO_4H_2 concentrat şi se evaporă pînă la apariţia vaporilor albi de SO_3.

Se atrage în mod deosebit atenţia ca această operaţie să se facă numai sub nişă cu o ventilaţie bună.

Proba se lasă să se răcească, se adaugă 50 ml apă, se fierbe şi se dozează cuprul după una dintre metodele chimiei analitice:

Cu % legat sub formă de sulfuri secundare $= \frac{a}{G} \cdot 100$ sau sulfurile exprimate în covelină:

$$CuS\% = \frac{a \cdot 1{,}504}{G} \cdot 100,$$

în care:

a este cantitatea de cupru dozată;
1,504 — factorul de transformare al cuprului în covelină;
G — greutatea probei luate în analiză.

d) Determinarea cuprului legat în sulfuri primare (calcopirită, cubanită etc.)

Reziduul rămas după separarea sulfurilor secundare, se aduce într-un creuzet de porţelan şi se calcinează pentru a arde hîrtia. Reziduul se aduce cantitativ într-un pahar de laborator de 400 ml şi se tratează cu 25—30 ml acid azotic concentrat. Se evaporă pînă la eliminarea vaporilor nitroşi. Se adaugă 20 ml acid sulfuric 5/3 şi se evaporă pînă la apariţia vaporilor albi de SO_3. Se lasă să se răcească şi se adaugă 100 ml apă rece şi se aduce apoi la fierbere pentru a se dizolva sărurile formate. Reziduul se filtrează printr-un filtru des, se spală pe filtru de 5—6 ori cu o soluţie de SO_4H_2 0/0. Filtrul se aruncă. În filtrat se adaugă 40—50 ml $S_2O_3Na_2$ soluţie 25%, se aduce la fierbere, se continuă fierberea pînă ce sulfura formată se aglomerează, iar soluţia se limpezeşte. Se filtrează fierbinte şi se spală cu apă fierbinte. Reziduul de pe filtru se trece cantitativ în acelaşi pahar în care s-a făcut precipitarea cu tiosulfat şi se dizolvă în 10 ml acid azotic 1/1.

Reacţiile care au loc sînt:

Reacţiile de precipitare:

$$2CuSO_4 + 3S_2O_3Na_2 = Cu_2S_2O_3 + S_3O_6Na_2 + 2SO_4Na_2;$$

$$Cu_2S_2O_3 + H_2O = Cu_2S + SO_4H_2.$$

Reacţia de dizolvare

$$3Cu_2S + 16NO_3H = 6Cu(NO_3)_2 + 4NO + 3S + 8H_2O.$$

În soluţia obţinută, se dozează cuprul printr-una dintre metodele chimiei analitice:

$$Cu\% \text{ legat în sulfuri primare} = \frac{a}{G} \cdot 100$$

sau exprimat în calcopirită:

$$\%CuFeS_2 = \frac{a \cdot 2{,}888}{G} \cdot 100,$$

în care:

a este cantitatea de cupru dozată;
2,888 — factorul de transformare al cuprului în calcopirită;
G — greutatea probei luate în analiză.

Rezultatele analizei raţionale asupra cîtorva minereuri complexe sînt arătate în tabela 1.

Rezultatele arată că metodele aplicate pentru analiza raţională dau rezultate satisfăcătoare, întrucît diferenţa dintre cantitatea de cupru analizată chimic din minereu şi suma cantităţilor de cupru determinate prin analiza raţională a aceluiaşi minereu, este mică.

Tabela 1

Nr. curent	Minerul	Analiza chimică cu % total	Analiza raţională								Analiza mineralogică		Diferenţa faţă de analiza chimică
			Cu % din sulfat	Cu % din carbonat	Cu % din sulf. sec.	Cu % din sulf. prim.	SO_4Cu %	Carbonat %	CuS %	$CuFeS_2$ %	Covelină %	Calcopirită %	
1	A_1	0,49	—	—	0,024	0,46	—	—	0,036	1,32	—	1—2	—
2	A_2	0,36	urme	—	0,15	0,21	urme	—	0,22	0,60	sub.	0,8—1	—
3	A_3	3,90	urme	—	1,05	2,85	urme	—	1,57	8,23	sub.	5—8	—
4	A_4	1,03	0,001	—	0,47	0,53	urme	—	0,70	1,53	sub.	sub.	—
5	A_5	3,84	—	—	1,10	2,85	—	—	1,65	8,23	sub.	5—8	0,11
6	A_6	0,93	—	—	0,16	0,78	—	—	0,22	2,25	—	1—2	0,01
7	A_7	1,06	—	—	0,15	0,89	—	—	0,22	2,57	—	1—2	0,02

B. MINEREURI DE PLUMB

Minereurile de plumb conţin plumbul sub formă de sulfat de plumb (anglezit —SO_4Pb), carbonat de plumb (cerusit — CO_3Pb), sulfură de plumb (galenă — PbS), sau sub formă de minerale complexe cum sînt: piromorfita ($Pb_5Cl(PO_4)_3$), vanadinita ($Pb_5Cl(VO_4)_3$), wulfenita (MoO_4Pb), crocoita (CrO_4Pb) etc. De obicei, mineralele de plumb întîlnite mai frecvent în minereurile romîneşti sînt sulfurile, mai rar carbonaţii şi sulfaţii şi aproape de loc celelalte minerale complexe.

Metodele analizei raţionale, pentru minereurile de plumb, pot separa şi doza plumbul din minerale oxidate (sulfaţi, carbonaţi) şi din minerale sulfuroase, folosind proprietatea lor de a se dizolva în solvenţi specifici.

a) Determinarea sulfatului de plumb (anglezit)

Din încercările făcute, se constată că solventul specific anglezitului este o soluție 25% NaCl (4 N).

Sub acțiunea acestei soluții, conform reacțiilor:

$$SO_4Pb + 2NaCl = SO_4Na_2 + PbCl_2 \rightarrow PbCl_2 + 2NaCl = [PbCl_4]Na_2,$$

sulfatul de plumb este trecut în soluție sub formă de clorură complexă de plumb.

Modul de lucru. O cantitate de 5—10 g minereu (în funcție de conținutul în plumb) se introduce într-un Erfenmeyer de 750 ml și se tratează apoi cu 200—250 ml soluție NaCl 25%. Se astupă cu un dop de cauciuc și se agită soluția timp de o oră la temperatura camerei. După acest interval de timp, se filtrează soluția la vid printr-un filtru des, ținînd seamă ca filtrantul să fie limpede (la nevoie se folosesc 2—3 hîrtii de filtru).

Reziduul se spală de 2—3 ori prin decantare și de 5—6 ori pe filtru cu apă. În filtrat se determină plumbul după una dintre metodele chimiei analitice. Recomandăm metoda polarografică, care la conținuturi mici de plumb dă rezultate bune:

$$\% SO_4 Pb \frac{a \cdot 1{,}463}{G} \cdot 100,$$

în care:

a este cantitatea de plumb dozată;
1,463 — factorul de transformare în anglezit;
G — greutatea probei luate în analiză.

b) Determinarea carbonatului de plumb (cerusit)

Din încercările făcute, s-a constatat că solventul specific cerusitului este o soluție 15% acetat de amoniu, care conține 3% acid acetic. Sub acțiunea acestei soluții, conform reacției:

$$CO_3Pb + CH_3COONH_4 = Pb(CH_3COO)_2 + CO_3(NH_4)_2,$$

carbonatul de plumb este trecut în soluție sub formă de acetat de plumb solubil.

Modul de lucru. Reziduul rămas după extragerea anglezitului se aduce în același vas și se tratează cu 200 ml din soluția de mai sus. Se agită vasul o oră la temperatura camerei, apoi se filtrează soluția la vid prin filtru des. Reziduul se spală de 2—3 ori prin decantare și de 6—8 ori pe filtru cu apă rece. În filtrat se determină plumbul printr-una dintre metodele chimiei analitice. Și aci recomandăm tot metoda polarografică:

$$CO_3Pb\,\% = \frac{a \cdot 1{,}289}{G} \cdot 100,$$

în care:

a este cantitatea de plumb dozată;
1,289 — factorul de transformare în cerusit;
G — greutatea probei luate în analiză.

c) Determinarea sulfurii de plumb (galena)

Din încercările făcute, s-a constatat că solventul selectiv pentru galenă este o soluție de clorură de sodiu și clorură ferică (250 g NaCl + 60 g $FeCl_3$ la litru).

Sub acțiunea acestei soluții, toate mineralele de plumb, cu excepția silicaților, trec în soluție. De aceea pentru a doza numai galena din minereu, trebuie să se extragă în prealabil celelalte minerale cu solvenții arătați mai sus. Sub acțiunea acestei soluții, conform reacției:

$$PbS + 2FeCl_3 + 3NaCl = [PbCl_4]Na_2 + 2FeCl_2 + S.$$

plumbul din galenă este trecut în soluție sub formă de clorură complexă de plumb.

Modul de lucru. Reziduul rămas de la extragerea carbonatului de plumb se aduce în același vas, în care s-a făcut extracția și se adaugă 200—250 ml din soluția de mai sus și se agită 12 ore. Dacă conținutul de galenă este mic (3—5%), timpul de agitare este suficient pentru o extracție completă. Dacă însă conținutul de galenă în minereu este mai mare, timpul de agitare de 12 ore este insuficient. În experiențele noastre, în aceste cazuri, am constatat că la o agitare de 12 ore, se extrage numai 75% din galenă. Pentru o extracție totală la un conținut de 50% galenă sînt necesare circa 20 de ore de agitare. Recomandăm ca timpul de agitare optim să se stabilească în funcție de conținutul în plumb al minereului de analizat chimic, considerînd că circa 98% din cantitatea de plumb se găsește legat sub formă de galenă. După operația de agitare, se filtrează soluția la vid printr-un filtru des, se spală reziduul prin decantare cu o soluție 25% NaCl și apoi pe filtru cu apă caldă de 6—8 ori. Reziduul se aruncă. Filtratul care conține tot plumbul din galenă se tratează cu 25—30 ml SO_4H_2 concentrat și se evaporă pe baia de nisip pînă la apariția vaporilor albi de SO_3, timp de 15—20 de minute.

Se lasă să se răcească și se adaugă 200 ml apă rece, se fierbe 10 minute lăsînd să se depună precipitatul timp de 4—5 ore. Se filtrează reziduul printr-un filtru des, se spală de 6—8 ori cu o soluție de 5% acid sulfuric, iar filtratul se aruncă. Reziduul cu filtru se aduce în același vas în care s-a făcut precipitarea, se tratează cu 100 ml soluție de acetat de amoniu 50% și se fierbe timp de 30 de minute, se filtrează soluția printr-un filtru calitativ. Paharul și filtrul se spală de 5—6 ori cu o soluție fierbinte de acetat de amoniu 25% de 6—8 ori cu apă fierbinte. În filtrat se determină plumbul după una dintre metodele chimiei analitice:

$$Pb\,S\,\% = \frac{a \cdot 1{,}154}{G} \cdot 100,$$

în care:

a este cantitatea de plumb dozată;
1,154 — factorul de transformare în galenă;
G — greutatea probei luate în analiză.

Dăm, în continuare, în tabela 2, rezultatele analizelor ce am efectuat asupra cîtorva minereuri complexe din R.P.R.

Tabela 2

Nr. crt.	Mineralul	Analiza chimică Pb % total	Analiza rațională						Analiza mineralogică			Diferența față de analiza chimică %
			Pb % din sulfat	Pb % din carbonat	Pb % din sulfură	SO_4Pb %	CO_3Pb %	PbS %	% Anglezit	% Cerusit	% Galenă	
1	B_1	3,57	0,22	0,40	2,90	0,32	0,52	3,34	—	sub.	3—4	0,05
2	B_2	42,05	0,25	1,24	40,05	0,36	1,60	46,21	—	sub.	40—50	0,51
3	B_3	4,50	urme	0,93	3,49	urme	1,20	4,02	—	sub.	5 - 6	0,08
4	B_4	1,85	0,09	0,42	1,34	0,13	0,54	1,55	—	—	1—2	0,00
5	B_5	1,95	0,09	0,41	1,37	0,13	0,53	1,58	—	—	1—2	0,08
6	B_6	1,75	0,09	0,15	1,48	0,13	0,20	1,70	—	—	1—2	0,03

Din datele de mai sus, se constată că rezultatele analizei raționale, făcută în condițiile descrise, sînt satisfăcătoare, întrucît diferențele față de analiza chimică a plumbului din minereu sînt în limite admise. De asemenea se constată că rezultatele obținute sînt în concordanță cu analiza mineralogică.

C. MINEREURI DE ZINC

În minereurile de zinc, zincul se găsește sub formă de sulfuri (blendă, würtzit), sulfați (zincosita, goslarita), carbonați (smithsonita, monheimit), silicați (willemit) și minerale complexe. În cazul minereurilor de zinc, ca și în cazul minereurilor de plumb, analiza rațională folosește solvenți specifici pentru separarea grupelor de minerale.

Separarea mineralelor în interiorul grupelor, din punctul de vedere al analizei raționale, este practic posibilă pentru că acestea au proprietăți foarte asemănătoare, însă determinarea separată a acestor minerale nu prezintă interes nici pentru tehnologia de prelucrare a minereurilor de plumb.

În cadrul cercetărilor noastre, am aplicat analiza rațională la minereurile de zinc, unde mineralele au fost grupate astfel:

a) grupa sulfatului de zinc;
b) grupa compușilor oxigenați de zinc;
c) grupa silicatului de zinc;
d) grupa sulfurilor de zinc.

a) Determinarea sulfatului de zinc

Se cîntărește la balanța analitică o cantitate de 20—50 g minereu într-un Erlenmeyer de 750 ml, se adaugă 300 ml apă, se astupă cu dop de cauciuc și se agită timp de o oră, după care zincul — existent în minereu sub formă de sulfat — trece în soluție, se filtrează soluția la vid pe un filtru des, se spală reziduul de șase ori cu apă și se aruncă. În filtrat, zincul se determină printr-una dintre metodele chimiei analitice. Se recomandă metoda polarografică, din aceleași considerente ca la cupru și plumb:

$$SO_4Zn\,\% = \frac{a \cdot 2,469}{G} \cdot 100,$$

în care:

a este cantitatea de zinc dozată;
2,469 — factorul de transformare în sulfat de zinc;
G — greutatea probei luate în analiză.

b) Determinarea zincului legat sub formă de compuși oxigenați

Din cercetările noastre, pentru determinarea zincului legat sub formă de compuși oxigenați, am folosit ca solvenți specifici o soluție de clorură de amoniu și amoniac (80 ml amoniac 25% + 32 g NH_4Cl + 120 ml apă). Sub acțiunea acestei soluții, conform reacțiilor:

$$ZnCO_3 + 2NH_4OH = (NH_4)_2CO_3 + Zn(OH)_2;$$
$$Zn(OH)_2 + 2NH_3 + 2NH_4Cl = [Zn(NH_3)_4]Cl_2 + 2H_2O;$$
$$ZnO + 2NH_4OH + 2NH_4Cl = [Zn(NH_3)_4]Cl_2 + 3H_2O,$$

zincul trece în soluție sub formă solubilă.

Modul de lucru. Se cîntărește la balanța analitică o cantitate de 5—10 g minereu într-un Erlenmeyer de 750 ml, se adaugă peste minereu 200 ml din soluția de mai sus, se încălzește la 70—80° agitînd timp de o oră. După agitare se filtrează soluția în vid pe un filtru des și se spală reziduul pe filtru de 5—6 ori cu apă fierbinte. În filtrat se determină zincul după una dintre metodele chimiei analitice:

$$Zn\,\% \text{ în compuși oxidați} = \frac{a}{G} \cdot 100,$$

sau exprimați sub formă de carbonat $= \frac{a \cdot 1,917}{G} \cdot 100,$

în care:

a este cantitatea de zinc dozată;
1,917 — factorul de transformare în carbonat de zinc;
G — greutatea probei luate în analiză.

c) Determinarea silicatului de zinc

Reziduul de la extragerea compușilor oxidați se aduce, împreună cu hîrtia de filtru,

în același vas în care s-a făcut extracția și se tratează cu 200 ml dintr-o soluție de acid acetic 50%. Se încălzește timp de o oră la 80—90°, agitînd din cînd în cînd. Se filtrează la vid pe un filtru des și se spală de 3—4 ori prin decantare și de 5—6 ori pe filtru cu apă caldă. Filtratul se concentrează și se determină în el zincul legat în minereu sub formă de silicat, care a trecut cantitativ în soluție. Dozarea se face după una dintre metodele chimiei analitice. Se recomandă metoda polarografică:

$$SiO_4Zn_2 = \frac{a \cdot 1{,}703}{G} \cdot 100,$$

în care:

a este cantitatea de zinc dozată;
1,703 — factorul de transformare în silicat
G — greutatea probei luate în analiză

d) Determinarea sulfurilor de zinc

Reziduul de la extracția silicatului de zinc se trece cantitativ într-un pahar de 600 ml și se tratează cu 40 ml amestec Lunge. Se fierbe pînă la îndepărtarea vaporilor nitroși, se diluează cu 150 ml apă și se filtrează soluția printr-un filtru des. Reziduul se spală de 3—4 ori prin decantare și de 5—6 ori pe filtru cu apă fierbinte. Reziduul se aruncă. În filtrat se determină zincul după una dintre metodele chimiei analitice:

$$ZnS\,\% = \frac{a \cdot 1{,}49}{G} \cdot 100,$$

în care.

a este cantitatea de zinc dozată;
1,49 — factorul de transformare în sulfură de zinc;
G — greutatea probei luate în analiză.

Dăm în tabela 3, datele analizelor efectuate asupra cîtorva minereuri de zinc studiate.

Din datele de mai sus, rezultă că diferența dintre analiza chimică și analiza rațională este mică, deci metodele analizei raționale pentru minereurile de zinc satisfac cerințele puse. De asemenea rezultatele analizei raționale sînt comparabile cu cele ale analizei mineralogice.

Pentru ca datele analizei raționale să fie corecte și rezultatele ei reproductibile, trebuie să atragem atenția asupra cîtorva cauze de erori, care — evitate — fac ca analiza rațională să aibă aceeași precizie ca orice altă analiză chimică. În urma cercetărilor noastre, cauzele de erori sînt:

— nerespectarea concentrației soluțiilor de solvenți;
— nerespectarea timpului de extracție;
— alegerea unei metode chimice de analiză a soluției extrase, nepotrivită ca sensibilitate pentru cantitatea de element dozat.

Atragem atenția că numai respectarea întocmai a metodelor descrise poate duce la rezultate care să caracterizeze cu precizie compoziția minereului de studiat.

Analiza rațională a unui minereu trebuie totdeauna combinată cu analiza mineralogică, aceasta din urmă avînd posibilitatea — prin indicațiile pe care le dă — să simplifice munca chimistului cercetător, în sensul de a nu căuta să dozeze minerale care nu se găsesc în minereu.

Trebuie să se menționeze că astăzi, din ce în ce mai mult, analiza mineralogică completată cu analiza rațională este folosită în laboratoarele de cercetări ale minereurilor pentru ca, prin rezultatele ei, să ajute preparatorului să-și găsească metoda cea mai bună de valorificare a unui minereu.

Analiza rațională tinde să înlocuiască analiza chimică, care dă indicații numai asupra cantității de metal util în minereu, fără însă a indica mineralele în care este legat, ceea ce este foarte important, mai ales pentru alegerea metodei de preparare a minereului.

Tabela 3

Nr. crt.	Minereul	Analiza chimică Zn % total	Analiza rațională								Analiza mineralogică % Blendă	Diferența față de analiza chimică
			Zn % din sulfat	Zn % din carbonat	Zn % din silicat	Zn % din sulfură	SO_4Zn %	CO_3Zn %	SiO_4Zn_2 %	ZnS %		
1	C_1	2,30	—	0,16	0,17	1,76	—	0,30	0,28	2,62	3—4	0,21
2	C_2	2,40	—	0,36	0,16	2,10	—	0,69	0,27	3,27	3—4	0,22
3	C_3	1,67	—	0,15	0,05	1,48	—	0,20	0,08	2,20	2—3	0,01
4	C_4	1,67	—	0,17	0,07	1,41	—	0,32	0,11	2,10	2—3	0,02
5	C_5	6,23	—	0,32	0,22	5,58	—	0,61	0,37	8,31	10—15	0,11
6	C_6	21,60	—	0,47	1,39	19,30	—	0,90	2,21	28,75	30—40	0,44

Bibliografie

Fainberg S.: *Analiza minereurilor neferoase.* Moscova, 1953.
Dolivo V. V.-Dobrowolski, Klimenko I. V.: *Analiza rațională a minereurilor,* Moscova, 1947.

Documentare

* * *: **O metodă rapidă de identificare a minereului.** (A quick method for identifying ores). The Mining Journal, 1957, 7 iunie, pag. 718, 2 fig. 1 tabl.

Noua metodă de analizare a minereurilor constă în măsurarea puterii de reflexie şi durităţii. Aceste măsurători se pot face pe cristale minerale cu dimensiuni de minimum 30 miimi de milimetru. Fiecare din aceste măsurători poate fi completate cu o secţiune polisată, întreaga analiză nedurînd mai mult de 1 minut.

Aparatajul constă dintr-o celulă fotoelectrică pentru măsurarea reflectivităţii şi un dispozitiv de determinare a durităţii tip Vickers, ambele cuplate la acelaşi microscop.

S. I. Lapatiu: **Traverse din beton armat pentru liniile ferate din mine.** (Jelezobetonîie spalî v şahte). Gornîi jurnal, 1957, nr. 5, mai, pag. 13—16, fig. 7, ref. bibl. 5.

Folosirea prefabricatelor de beton a obţinut în ultimii ani o aplicare tot mai largă. Pentru industria minieră acestea prezintă importanţă, datorită posibilităţii reducerii consumului de lemne. Recent s-a propus şi s-a trecut la folosirea într-o serie de ţări a traverselor din prefabricate de beton armat pentru liniile ferate din mină. Folosirea acestora permite mărirea stabilităţii căii şi deci şi o durată de funcţionare a acesteia, lichidarea sau reducerea la minim a opririlor cu transport datorită unei mai bune întreţineri a liniei, reducerea muncii de reparare şi întreţinere şi a consumului de lemn.

* * *: **Traumatismele în diferite metode de exploatare în minele metalifere din S.U.A.** (Traumatism pri razlicinih sistemah razrabotki na metalliceskih rudnikah S.S.A.). Gornîi jurnal, 1957, nr. 5, mai, pag. 50—51, tabl. 2.

Statisticile americane denotă că sistemul de exploatare cu înmagazinarea minereului produce cele mai multe accidente mortale, şi anume de 2,1—2,3 ori mai multe decît la sistemul cu prăbuşire în subetaj. Traumatismele nemortale de asemenea sînt de 4,2—5,2 ori mai mari. Totuşi se remarcă o scădere a numărului total de accidente la sistemul cu înmagazinarea minereului datorită folosirii susţinerii ancorate.

J. R. Backer: **Forajul termic.** (Jet piercing). Canadian Mining Journal, vol. 78, 1957, nr. 5, mai, pag. 108—111, fig. 4, tabl. 2.

După ce se arată extinderea forajului termic a găurilor de sondă în Canada, se descrie principiul acestui procedeu: folosirea energiei termice sub forma unei flăcări pentru a produce găuri în roci de diferite tării. Flacăra este produsă într-un avansator rachetă similar celui folosit cu scopuri militare. Hidrocarburi cu viscozitate redusă se combină cu oxigen de mare puritate, producînd o temperatură de 4 000°F gazelor ce au o viteză de 1 800 m/s.

Utilajul modern de foraj termic permite perforarea unor găuri de sondă cu adîncimi de 60 m, în cuarţit, taconit, granit, cu o viteză de zece ori mai mare decît orice altă metodă de perforare cunoscută.

D. O. Niegish: **Încercări de săpare a puţurilor oarbe folosind o gaură centrală prealabilă cu diametru de 610 mm.** (Erfabringen über das Abteufen von Gesenken mit einen Vorbohrloch von 610 Durchmesser). Nobel Hefte, vol. 23, 1957, nr. 3, mai, pag. 101—128, fig. 58, tabl. 2, ref. bibl. 3.

Pentru săparea unui puţ orb la o mină de cărbuni din R.F.G. s-a folosit metoda cu foraj prealabil cu diametru de 610 mm. După executarea în prealabil a unui foraj obişnuit acesta a fost lărgit cu ajutorul unei sape cu role pînă la diametrul de 610 mm. După executarea forajului s-a trecut la săparea puţului în mod obişnuit (descendent), materialul rezultat din puşcare căzînd prin gaura de sondă la orizontul de bază, de unde se încarcă în vagonete cu ajutorul unui screper. Găurile de mină au lungimi de 2,5 m, se executau cu perforatoare percutante, fiind în curs de montare un perforator vibropercutant ce se va suspenda în puţ. Pentru deblocarea gurii găurii de sondă s-a folosit un ciocan pneumatic cu tijă lungă care era manevrat din colivia suspendată şi pătrundea prin masa de rocă în gaura de sondă deblocînd-o.

Componenţa ciclului de săpare era următoarea: 16,6% perforare, 9,9 puşcare, 13,7% executarea găurii de sondă, 27,9 susţinere, 23,6% evacuare şi 8,3% alte operaţiuni.

* * *: **Măsurători în mină.** (Measuring in mining). The Mining Journal, 1957, 6 aprilie, pag. 431.

In Africa de sud a fost inventat un aparat care poate efectua măsurători de distanţe atît ziua cît şi noaptea, la o completă lipsă de vizibilitate. Acest aparat denumit Tellurometru, a putut determina distanţa dintre Londra şi Reading cu o eroare de cca 15 cm. Principiul pe care

DOCUMENTARE

se bazează aparatul este cel al măsurării timpului pe care-l parcurg undele radio de la un punct la celălalt.

I. M. Kostin şi P. I. Maeva: **Noi separatori electromagnetici pentru prepararea uscată şi umedă a minereurilor de magnetită.** (Novîie elektromagnitnîie separatorî dliasuhogo i mocrogo obogascenia magnetitovîh rud). Gornîi Jurnal, 1957, nr. 5, mai, pag. 35—39, fig. 2, tabl. 6.

Recent în U.R.S.S. au fost realizaţi separatorii magnetici: tip 137 SE, uscat, alimentat cu curent continuu sau alternativ, cu alimentare prin vibrator şi descărcare cu bandă lată de 1 000 mm şi tip 136 SE, cu separator în două spirale. Folosirea acestui separator a permis mărirea eficacităţii separării cu 10—50%.

F. A. Abramov şi N. A. Prolov: **Dispozitiv electric automat pentru calculul reţelelor de aeraj.** (Elektriceskii avtomaticeskii pribor dlia rasciota şahtnîh ventilationîh setei). Ugol, 1957, nr. 5, mai, pag. 28—31, 5 fig., 1 tabl., 6 ref. bibl.

In articol este prezentat modelul electric de aeraj, tip DGI, realizat în U.R.S.S., sub formă portativă. In articol este prezentată construcţia şi modul de funcţionare şi de calcul al acestui dispozitiv. Dispozitivul poate consta din unul sau mai multe blocuri de calcul, cu rezistenţe ce funcţionează automat, în funcţie de complexitatea schemei de aeraj. Rezultatele obţinute folosind pentru calcul, acest model nu diferă cu mai mult de 5% de rezultatele obţinute după un foarte laborios şi îndelungat calcul analitic.

* * *: **Tunelul sub Canalul Mînecii** (Le tunel dans la Manche). Le monde souterrain, 1957, nr. 101, iunie, pag. 477, fig. 1.

In prezent presa occidentală repune în discuţie realizarea tunelului de sub Canalul Mînecii şi care ar urma să lege oraşul Marquise din Franţa cu Folherstone din Anglia. Tunelul ar urma să fie feroviar sau rutier.

I. Hafbaner: **Măsuri preventive referitoare la focurile de mină şi la stingerea acestora.** (Nove metody predchozeni a zdolavani dulnich pozamu). Uhli, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 123—128.

Se ştie că focurile de mină se pot preveni prin folosirea diferitelor substanţe chimice care absorb oxigenul din cărbuni şi care reduc temperatura în locurile ameninţate de foc. Autorul descrie metodele de prevenire şi de stingere a focurilor de mină. Izolarea ermetică a barajelor de mină se poate obţine prin folosirea materiilor plastice.

Drap. G.: **Studiul tasării suprafeţei şi mişcărilor interioare dintr-un masiv supus exploatării.** (Essai sur les affaissements de surface et les mouvements interieurs d'un milieu soumis au déhouillement). Revue de l'Industrie Minerale, vol. 39, 1957, nr. 3 martie, pag. 202—231.

Autorul evidenţiază rolul forţelor de frecare în fenomenul de tasare al suprafeţei şi propune o serie de formule de calcul. Astfel se determină tasarea în funcţie de dimensiunile, adîncimea şi viteza de exploatare a unui panou; această durată creşte mai puţin repede decît inversul vitezei de exploatare. Pentru fiecare adîncime de exploatare există o anumită viteză critică de exploatare care corespunde unui maxim de deformări.

Studiind mişcările din interiorul masivului de roci se arată că efectul rambleiajului constă într-o reducere a tasării suprafeţei şi a grosimii rocilor care acoperă stratul de cărbuni supus exploatării. In cazul a două strate apropiate, decalajul abatajului din stratul superior faţă de cel inferior este strîns legat de distanţa pe verticală dintre strate.

* * *: **Ventilator electric portativ Aerex de 0,5 CP.** (Ventilateur électrique portatif Aerex de 0,5 CP). Bulletin d'informations techniques des Charbonnages de France, 1957, nr. 74, mai—iunie, pag. 7—8.

Recent în Franţa a fost experimentat un nou tip de ventilator de aeraj secundar, tip Aerex HP 292. Ventilatorul este constituit dintr-o virolă cu nervuri prevăzute cu un mîner pentru transport sau atîrnare, o mică manşetă cilindrică din tablă de oţel, fixată cu buloane pe virolă, ce are o bordură pentru fixarea la tuburile de aeraj şi prevăzută cu un grătar de protecţie; un motor antigrizutos de 0,45 CP şi 2 820 ture/min, răcit prin aerul aspirat. Diametrul ventilatorului 300 mm. Caracteristicile de funcţionare sînt 0,7 m^3/s la 22 mm col apă sau 0,5 m^3/s la 41 mm col apă. Greutatea totală 14 kg.

* * *: **Controlul ştiinţific al presiunii rocilor.** (Scientific roof control). The Mining Journal, 1957, 14 iunie, pag. 754.

In articol este prezentat stîlpul hidraulic dinamometric sistem Dowty care constituie un mijloc simplu şi rapid de a obţine informaţii precise asupra caracteristicilor fizice ale rocilor din acoperişul şi culcuşul unui abataj. Dispozitivul constă dintr-un stîlp hidraulic propriu zis, la care s-a încorporat un sistem automat de înregistrare a sarcinii pe stîlp. Stîlpul permite cetirea directă a convergenţei culcuşului şi acoperişului.

* * *: **Un nou sistem de transport cu vagoane de cale ferată la uzinele de spălare a cărbunilor.** (A revolutionary system for handling coal railcars at British coal treatment plant). Indian Mining Journal, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 6—10, 4 fig.

In articol este descris un sistem automat de manipulare a cărbunelui în

spălătoriile de cărbuni din Anglia. Procedeul constă în preluarea vagoanelor din rampă cu o serie de dispozitive mecanice, încărcate sau descărcate şi readuse la aceeaşi sau la altă rampă, fără a folosi trolii sau locomotive. In acest mod triajul se reduce ca extindere şi ca deservire, funcţionarea sa fiind mult mai sigură. Realizarea manevrării unor capacităţi de 100 t/oră este imposibilă prin alte procedee. Acest sistem de manevrare necesită un spaţiu de triaj pe jumătate mai mic decît cel impus de triajele existente. Mişcarea vagoanelor este controlată în mod electric.

După ce un vagon a fost descărcat în culbutoare, el rulează datorită gravităţii pînă la o platformă de transbordare, pe care este blocat. Platforma este comandată de la distanţă şi trece vagonul în dreptul liniei goale, pe care-l împinge prin intermediul unor împingătoare care au servit anterior şi la blocarea trenului. Acelaşi sistem poate fi folosit şi pentru manevrarea vagoanelor pline.

* * *: **Perforatoarele de mare frecvenţă PR-20 şi PR-23.** (Bîstroudarnîie perforatorî PR-20 şi PR-23). Gornîi Journal, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 4—6, 2 fig., 3 tabl.

Caracteristicile celor două tipuri noi de perforatoare sovietice sînt:

	PR-20	PR-23
Greutatea perforatorului, kg	21,6	24,45
Diametrul cilindrului, mm	76	100
Cursa pistonului, mm	45	32
Greutatea pistonului, kg	1,74	2,28
Lovituri pe minut	2700	3000
Turaţii pe minut	45	60
Lucrul mecanic de lovire kg/m	4,5	570
Consum de aer, m^3/min	3,5	4,3
Adîncimea de perforare, m	3	4

Intr-un granit cu tăria 8—10 după Protodiakonov, aceste perforatoare au realizat o viteză de 230 şi 360 mm/min. In urma încercărilor industriale şi de laborator, s-a trecut la fabricarea în serie a acestor perforatoare.

* * *: **Cadre păşitoare sistem Dowty.** (Dowty Roofmaster). Iron and Coal, 1957, nr. 4644, 24 mai, pag. 1201—1202, 1 fig.

Ultima realizare a firmei Dowty este cadrul denumit „Roofmaster", destinat realizării unei exploatări continue a abatajelor cu front lung. Sistemul constă din două tipuri de cadre care păşesc alternativ în lungul şi în spatele transportorului din abataj şi care se plasează la distanţă de 750 mm unul de altul. Un cadru constă dintr-o cutie de bază în care este plasat sistemul hidraulic şi un împingător. Cadrul „post" este format din trei, iar cel „ante" din doi stîlpi hidraulici. Stîlpii sînt cuplaţi la supapele de control şi pot fi extinşi centralizat şi selectiv. Grinzile cadrului sînt fie rigide, fie articulate şi sînt fixate pe stîlpi în aşa fel încît permit o mişcare în toate direcţiile. Grinzile sînt calculate a suporta o sarcină de 20 tone.

La începerea operaţiunilor, cadrele se montează în linie, cu grinzile în consolă şi împinse pînă în front, cu stîlpi complet extinşi. Cînd combina taie cărbunele în lungul abatajului, cei doi stîlpi ai cadrului „ante" sînt eliberaţi de sub sarcină după prealabila extindere a împingătorului care a împins transportorul în front. In această poziţie, cadrul „post" comandă extinderea şi blocarea propriului său împingător, după care se comandă strîngerea împingătorului cadrului „ante" care trage astfel acest cadru pînă în front. După extinderea stîlpilor cadrului „ante" şi preluarea sarcinii se comandă eliberarea stîlpilor cadrului „post", strîngerea împingătorului şi deci tragerea cadrului în front şi extinderea din nou a stîlpilor. In acest mod ambele cadre au fost montate într-o nouă poziţie.

Toate aceste comenzi sînt efectuate de deplasarea combinei în lungul transportorului din abataj.

C. Ugor: **Transportoare cu raclete în abatajele cu front lung şi cîteva metode de mutare rapidă a acestora.** (Hrablove dopravniky na stenach a nicol'ko sposobov ich urychleneho prekladanie). Uhli, 1957, nr. 5, mai, pag. 148—154, 8 fig.

Se compară avantajele scocurilor şi transportoarele cu raclete din punctul de vedere al posibilităţilor lor de folosire în abatajele cu front lung. O mecanizare în continuă creştere este una din cauzele cele mai importante ale folosirii tot mai intense a transportoarelor cu raclete, mai ales datorită posibilităţii mai rapide a montării acestora în abataj. Se descriu o serie de metode de mutare rapidă a transportoarelor cu raclete de tip greu şi uşor, fără a le demonta sau cu demontarea lor în tronsoane mai mari.

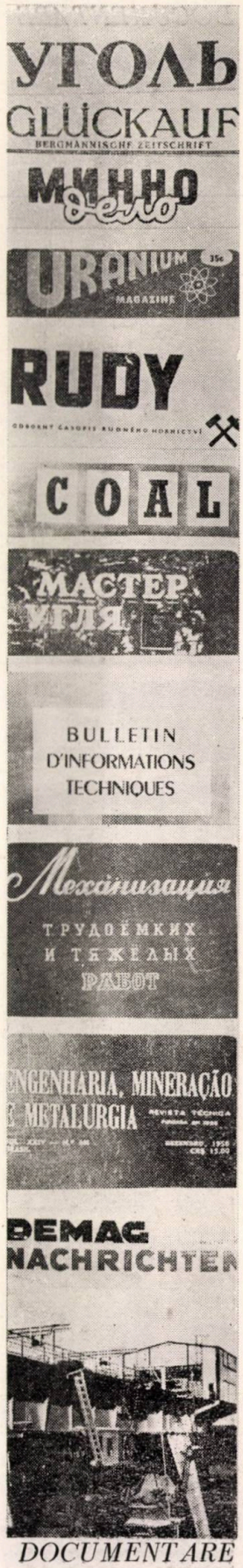
Mühlhaus I. O. H.: **Stadiul actual al dezvoltării susţinerii mecanizate în minele de cărbuni din Marea Britanie.** (Der gegenwärtige Stand der Entwicklung des mechanisierten. Ausbaus in den Kohlengruben Grossbritanniens). Bergbau Technick, 1957, nr. 6, iunie, pag. 297—307, fig. 19, ref. bibl. 5.

După o scurtă prezentare a motivelor care stau la baza dezvoltării susţinerii mecanizate în Marea Britanie, se descriu construcţia şi funcţionarea celor trei sisteme principale de susţinere: sistem Seaman, Dowty, Roofmaster şi Isleworth. Autorul prezintă şi tendinţele posibile de dezvoltare a acestor tipuri de susţinere.

A. L. Williams: **Cum se explorează minereurile de uraniu prin metodele geotermice.** (How to explore for uranium with geotermal instruments). Uranium Magazine, 1957, mai, pag. 16—18.

Se descrie o nouă metodă de explorare a zăcămintelor de minereuri de uraniu, indicînd că aceasta poate completa foarte bine metodele clasice.

Minereurile radioactive degajă căldură, datorită dezintegrării continue a uraniu-



DOCUMENTARE

DOCUMENTARE

lui. Pentru verificarea metodei geotermice de explorare s-au forat găuri de mină cu o lungime uniformă de 1,8—3 m plasate la distanţe de cca 6 m una de alta. După forare găurile au fost astupate pentru a putea absorbi căldura ce se degajă, urmînd ca după 24 de ore să se introducă în aceste găuri instrumentul de măsurare a temperaturii. Observaţiile se înscriu pe o hartă determinîndu-se anomaliile posibile, care ulterior sînt precizate prin îndesirea găurilor de mină în zona anomaliei. Cea mai bună cale este de a compara cetirea temperaturii maxime şi cea minimă în aceleaşi condiţiuni şi de preferinţă în aceeaşi zi.

K. Gharbula: **Prima combină pentru lignit fabricată în R. Cehoslovacă.** (Prvni ceskoslovensky kombayn na dobyrani lignitu). Uhli, 1957, nr. 6, iunie, fig. 11, tabl. 2.

Se descriu încercările efectuate cu noua combină MB-1 în 1955 şi 1956. Acest tip de combină are organul de tăiere plasat lateral sub forma a cinci braţe de havare, alăturate într-un singur tot ce poate oscila de la culcuş la acoperiş. In cursul funcţionării combina se deplasează pe transportorul blindat din lungul abatajului, fapt care impune realizarea unei susţineri în consolă. Gabaritul combinei: lungimea 4,65 m, înălţimea maximă 2,44 m, lăţime 1 700 mm complet. Puterea motorului 53 kW, viteza lanţurilor 1,8—2,5 m/s, viteza de deplasare 0—0,86 m/min. Greutatea totală 5 t.

* * *: **Reconstrucţia minelor de la Rothwell** (The reconstruction of Rothwell), Colliery Engineering, 1957, mai, pag. 178—187, fig. 15.

In articol se descriu operaţiunile de încărcare şi transport la înaintări şi la suprafaţă ale minei nr. 7 din Wakefield.

De la început s-a căutat să se realizeze puncte fixe de încărcare din transportorul cu bandă în vagonete, făcînd posibilă mecanizarea la maxim a schimbării vagonetelor la încărcare. Totodată folosirea unor vagonete de 4,5 şi 6 t a permis realizarea unui transport economic. Transportul vagonetelor se prevede a se efectua cu locomotive Diesel de 100 CP cu o greutate de 15 t. Media zilnică parcursă de fiecare locomotivă este de 91 mile zilnic. La suprafaţă cărbunele este culbutat în culbutoare de cîte 2 vagonete, fără a fi decuplate din tren.

Fisch B. G. şi Stevens M. J.: **Studiul dislocării cărbunelui folosind o pană conică** (Studies in coal bursting using a cone wedge), Colliery Engineering, 1957, mai, pag. 188—190, fig. 4.

Ideea de bază a noului procedeu de dislocare a cărbunelui este aceea de a trage printr-o gaură de mină forată iniţial, cu ajutorul unui cablu o pană conică cu diametrul final mai mare direct al găurii şi a supune astfel cărbunele cuprins între gaură şi abataj unei împingeri fără a mai folosi explozivi şi deci putînd reduce pericolul de aprindere a metanului.

Dat fiind noutatea procedeului s-a hotărît încercarea lui în laborator şi ulterior în subteran. Deplasarea penei conice s-a făcut fie prin tragere cu cablu cu o viteză de 25 mm/min sau cu o viteză mult mai mare în cazul în care pana avansa datorită percuţiilor transmise de un perforator.

Dorey H.: **Proiectarea aerajului şi folosirea modelului electric de aeraj** (Ventilation plenning and the use of ventilation network calculator), The mining electrical and mechanical engineer, 1957, mai, pag. 311—315, fig. 4, tabl. 1.

O dată cu deschiderea unor noi şi mari exploatări de cărbuni proiectarea aerajului a devenit una din principalele probleme. Problema aerajului este mai greu de rezolvat în minele moderne datorită vitezei mărite de avansare a abatajelor şi volumului mare de cărbune extras, ceea ce revine la a considera debite sporite de metan. Mina modernă prevede săparea lucrărilor de aeraj în piatră şi legarea lor cu cele din cărbune prin minimum de puncte posibil. Ca atare este foarte important a cunoaşte cu o precizie cît mai mare depresiunea şi debitul necesar precum şi variaţiile acestora în diferitele etape de dezvoltare ale minelor. Se deosebeşte astfel proiectarea aerajului pe termen lung: 5—15 ani şi urmărirea zilnică a aerajului, mult uşurată de folosirea modelului electric. Totodată pentru studierea mai multor variante ale proiectării aerajului pe o perioadă lungă de timp acelaşi model poate uşura munca mărind totodată precizia.

Hathaway F. G. şi Hodgson C.P.B.: **Automatizarea transportului cu vagonete** (Automation for mine-car handling), The mining electrical and mechanical engineer, 1957, mai, pag. 316—320, fig. 4.

Mina complet automatizată este încă un deziderat, dar treptat ea trebuie pregătită prin aplicări imediate şi un domeniu în care acest lucru este posibil este cel al transportului cu vagonete şi în special al manevrării vagonetelor în rampele puţurilor.

In prezent capacitatea sporită de extracţie a puţurilor a impus automatizarea manevrei vagonetelor în rampă ca factor de asigurare a unei funcţionări continue. Folosirea frînelor, a împingătoarelor şi a podurilor automatiza într-o oarecare măsură aceste manevre, dar nu reducea rolul factorului uman. In prezent în rampe există tablouri de comandă unică, controlate de un singur cuplător şi care permite realizarea automat succesivă a tuturor manevrelor de încărcare a vagonetelor din rampă în colivie. Automatizarea implică şi simplitate şi ca atare a fost necesară simplificarea circuitelor din jurul puţului

I. P. 2, c. 4337

DICȚIONAR POLITEHNIC

768 PAGINI **LEI 70**

(EDITURA TEHNICĂ)

Editura Tehnică şi-a luat ca sarcină să scoată o nouă lucrare, menită să vină în sprijinul tehnicienilor din ţara noastră şi să ajute la ridicarea nivelului tehnic al tinerelor cadre, oferindu-le un bogat material informativ.

Este vorba de „Dicţionarul Politehnic", elaborat de un colectiv de autori, format din ing. Karniol Zissu, ing. Neumann Carol şi prof. Ţiţeica Radu.

„Dicţionarul Politehnic" este un dicţionar enciclopedic într-un singur volum, cuprinzînd în articolele sale noţiuni din toate domeniile tehnicii, ale ştiinţelor aplicate şi ale economiei tehnice, împreună cu o prezentare scurtă a proceselor tehnologice şi a domeniilor de folosinţă în industrie a produselor. El constituie, ca temă o reluare a vechilor dicţionare explicative apărute mai de mult la Editura Tehnică, cum sînt „Micul Dicţionar Tehnic" şi „Dicţionarul Tehnic", fără să poată fi însă considerat ca o reeditare a acestora. Într-adevăr, „Micul Dicţionar Tehnic" şi „Dicţionarul Tehnic" — apărute în 1950, respectiv în 1953 — au constituit primele încercări de a pune la dispoziţia unor pături cît mai largi de cititori interesaţi, o documentaţie pentru informarea strict ştiinţifică şi în acelaşi timp rapidă — asupra conţinutului termenilor ştiinţifici şi tehnici. Însă cele două lucrări, nu numai că sînt de mult epuizate, dar cuprinsul lor a fost depăşit, atît datorită faptului că ştiinţa şi tehnica au rezolvat între timp importante probleme cît şi faptului că în ţara noastră s-au dezvoltat noi ramuri de producţie.

In această situaţie, „Dicţionarul Politehnic", se prezintă ca o lucrare nouă, cu un număr mult mai mare de termeni, în special în domeniile: agricultură, construcţii şi materiale de construcţii, fizică nucleară, automatizarea etc. Conţinutul definiţiilor termenilor din vechiul „Dicţionar Tehnic" a fost extins şi mult îmbunătăţit, eliminîndu-se în mare parte, lipsurile şi greşelile detectate în acea lucrare şi ajungîndu-se totodată la un bun echilibru între numărul şi volumul definiţiilor din diferite discipline. Definiţiile şi prezentarea sînt făcute, în general, la nivelul corespunzător învăţămîntului mediu, tehnic sau teoretic. Termenii de largă circulaţie sînt prezentaţi la un nivel accesibil muncitorilor, iar termenii mai generali şi abstracţia de ştiinţă pozitivă, care nu intră în mod curent în preocupările tehnicienilor de nivel mediu, sînt trataţi la nivel universitar. Materialul ilustrativ a fost, de asemenea schimbat şi îmbunătăţit, punîndu-se accentul pe desene în perspectivă şi pe scheme funcţionale, mai uşor accesibile. Un element inedit îl constituie introducerea, la sfîrşitul lucrării, a unei serii de note biografice ale celor mai importanţi reprezentanţi ai ştiinţei şi tehnicii mondiale şi ale oamenilor de ştiinţă din ţara noastră.

Pentru ţara noastră, în care — ca urmare a impetuosului avînt de industrializare — ştiinţele aplicate şi tehnica preocupă un număr din ce în ce mai mare de oameni ai muncii, publicarea „Dicţionarului Politehnic" reprezintă umplerea unui gol resimţit.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția : București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon : 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria : Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament : Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi : lei 96 anual : — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : lei 30 anual ; — Prețul unui exemplar : lei 5.

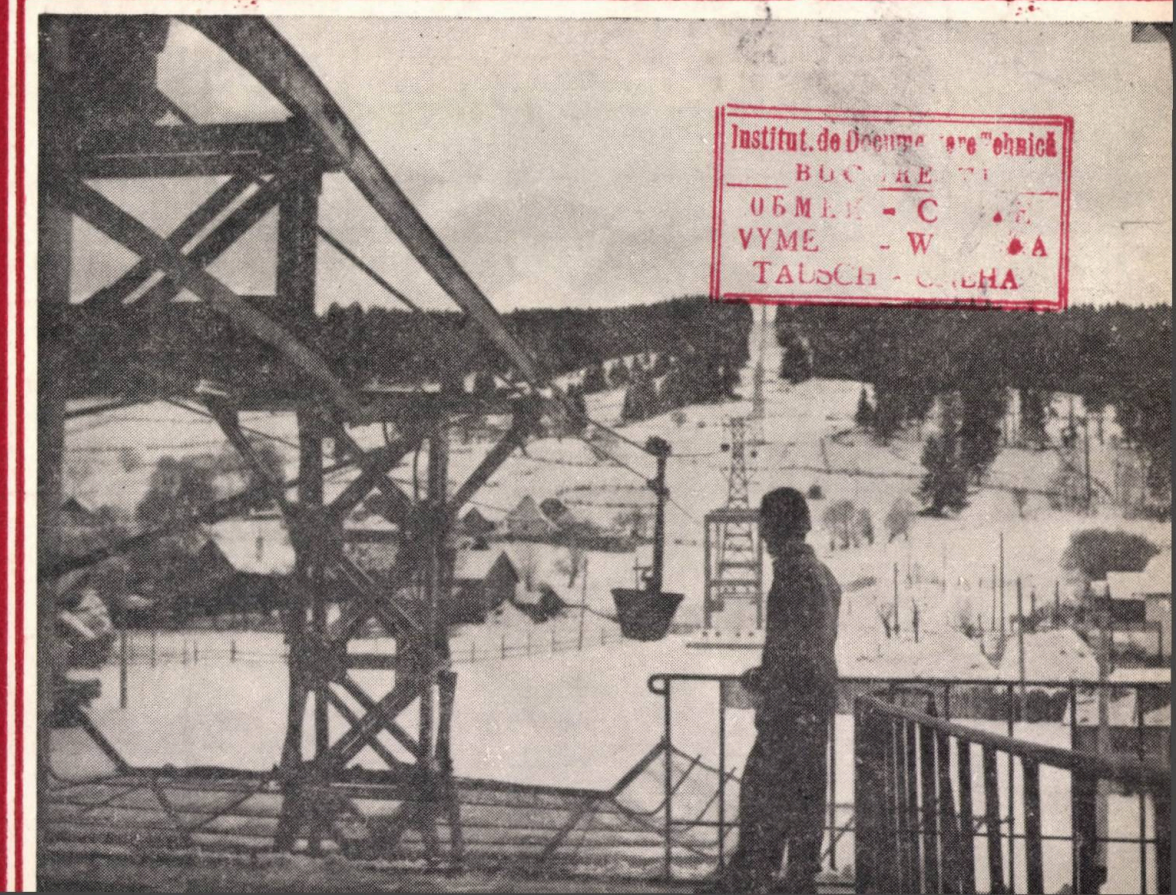
I. P. 2 — 4337

Lei 5 exemplarul

E 1433

KAT

Revista MINELOR



Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - C
VYME - W
TAUSCH - GABE

2

1958

ASIT

Februarie
1958
Anul IX
Nr. 2

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI
(DIRECȚIA EXPLOATARILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA** ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

CĂDERE R. și KINSKY I.: **Considerații privind forajul de explorare cu sondeze** (pag. 51—55).

ANGHELESCU M.: **Substanța B — O nouă contribuție la combaterea silicozei** (pag. 55—59).

BERARU A.: **Transportul cu banda-covor în abatajele cu front lung la stratele subțiri de cărbune cu înclinare mică** (pag. 60—64).

VICLEA S.: **Organizarea lucrului la galeriile săpate în steril în vederea accelerării vitezelor de înaintare** (pag. 64—66).

CIUCĂ D.: **Pregătirea și exploatarea lignitului din bazinul Cîmpulung** (pag. 66—69).

MUREȘANU V.: **Evacuarea apelor și a nămolului din bazinele de colectare la exploatarea Petrila** (pag. 69—76).

NOTE

BÎRLĂDEANU GH.: **Determinarea diametrului discului pentru elicea transportorului cu melc** (pag. 76—77).

NICOLAESCU D.: **Metoda de exploatare a cărbunelui cu front lung pe două aripi și cu transportul prin două plane înclinate paralel suprapuse** (pag. 78—81).

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

OLTEANU EUFIMIA, IONESCU N. și FOTACHE ELISABETA: **Contribuții la descenușarea lignitilor pe cale mecanică** (pag. 82—87).

IONESCU M. N. și DUINEA D. N.: **Încercări pentru delimitarea cărbunilor bruni de huile la clasificarea lor** (pag. 87—92).

DOCUMENTARE

Coperta noastră: Noul funicular de la Minele de mangan din Vatra Dornei.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR

REVISTA MINELOR

ANUL IX ⊢ Nr. 2 ⊣ FEBRUARIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

КЭДЕРЕ Р. и КИНСКИЙ И.; **Соображения в связи с бурением скважин.** На основе полученных на производстве данных расематриваются ряд технических и экономических параметров, полученных при разведке врашательным механическим и гидравлическим бурением при двух способах врашения: станок с приводом типа червячной шестерни (Крелиус) и станок с приводом типа роторного стола.
Revista Minelor (1958), № 2, стр. 51—55

АНГЕЛЕСКУ М.: **„Препарат В" — новый вклад в дело борьбы с силикозом.** Подробные данные, представленные в виде сводных таблиц, иллюстрируют результаты достигнутые коллективом клужских врачей и инженеров при применении бентонитового раствора („Препарат В") при мокром бурении. Полученные результаты доказывают превосходство данного препарата по сравнению с аналогичными веществами, применяемыми в румынской и зарубежной практике.
Revista Minelor (1958), № 2, стр. 55—59

БЕРАРУ А.: **Транспорт ленточным конвейером в сплошном забое при тонких пластах угля пологого падения.** В статье освещается вопрос применения транспортной системы, основанной на конвейерной ленте и исключающей из забоя качающийся конвейер или коробковый скрепер, причем используется резиновая лента шириной в 600—700 мм, имеющая несколько большую длину чем длина забоя. Преимущества данной системы повели к ее внедрению на ряде разработок.
Revista Minelor (1958), № 2, стр. 60—64

МУРЕШАН В.: **Удаление воды и шлама из сборных бассейнов в шахтах Петрила.** В статье рассматривается способ удаления воды и шлама из сборных бассейнов в шахтах Петрила, являюшихся одними из наиболее глубоких в стране, а также последние усовершенствования, внедренные в связи с данным процессом. Далее вносятся нредложения по наиболее экономичной эксплуатации соответствующей установки.
Revista Minelor (1958), № 2, стр. 69—76

ОЛТЯНУ ЕУФИМИЯ. ИОНЕСКУ М. Н. и ФОТАКЕ ЕЛИСАВЕТА: **К вопросу механического обеззоливания лигнитов.** На лигнитах из Филипешть де Падуре и Ожаска проведены три серни испытаний: гранулометрическая сортировка, денсиметрическо разделение в органических жидкостях и в тяжелых растворах для сырых и для полукокса из лигнита. В заключение отмечается, что для данных шахт гранулометрическое разделение не является достаточным, и необходимо перейти к гравиметрическому разделению.
Revista Minelor (1958), № 2, стр. 82—87

ИОНЕСКУ М. Н., ДУИНЯ Д. Н.: **Работы по разграничению бурого и каменного угля с целью их классификации.** Вкратце описываются исследования, проведенные Горным институтом в Фрейберге (ГДР) с целью точного разграничения бурого и каменного угля.
Revista Minelor (1958), № 2, стр. 87—92

SUMMARY

CADERE R. and KINSKY I.: **Cocerning the coring out pit drilling.** The article, based on experiments, gives the technical and economical parameters of the hydraulic, rotative machine drilling, having two possibilities in accomplishing the rotation: with helicoidal gables (Craelius) and rotary table.
Rev. Minelor (1958) no. 2, p. 51—55.

ANGHELESCU M.: **„B substance" against sylicosis.** It deals with results got by the staff of engineers and medical men from Cluj in using the bentonite solution („B substance") in moist drilling. The substance is superior to any tensioactive substance used in our country as well as abroad.
Rev. Minelor (1958) no. 2, p. 55—59.

BERARU A.: **Conveyor belting in long tunnels with thin coal strata with small inclination.** It deals with the application of the conveyor belting system replacing the scraper, by rubber belt 600—700 mm wide and a little longer than the shaft. Owing to these advantages the system is to be applied to many mines.
Rev. Minelor (1958) no. 2, p. 60—64.

MUREŞAN V.: **Dewatering and de-sliming at Petrila mine.** It deals with dewatering and de-sliming at Petrila mine which is the deepest mine from our country — and the improvements accomplished up to day. Measures are proposed in order to get the full efficiency of the installation.
Rev. Minelor (1958) no. 2, p. 69—76.

OLTEANU EUFIMIA, IONESCU M. N. and FOTACHE ELISABETA: **Concerning the de-ashing of lignite by mechanical method.** There are three groups of testing and survey on lignite from Filipeştii de Pădure and Ojaska: granulometric sorting for rough and semi-carbonizated lignite; densimetric separations in organic liquors and in heavy suspensions for rough lignite; densimetric separations in watery heavy solutions for rough, quarter and semi-carbonizated lignites. It reaches the conclusion that at the working of these mines it is necessary to apply the gravimetric separation, the granulometric one being insufficient.
Rev. Minelor (1958) no. 2, p. 82—87.

IONESCU M. N. and DUINEA D. N.: **Tests carried out for delimiting brown coal from mineral coal at their classification.** It briefly reports on the tests achieved by the Mining Institute from Freiberg (G.D.R. in crder to establish a precise limit between and lignite and bituminons coal.
Revista Minelor (1958) Nr. 2, S. 55—59.

INHALT

CĂDERE R. und KINSKY I.: **Betrachtungen über das** Schürfbohren. Man untersucht einige technische und wirtschaftliche Parameter des mechanischen und hydraulischen Drehbohrens, angesichts der beiden Drehantriebsmöglichkeiten: mit Schraubenrad (Craelius) und mit Hilfe des Rotary Drehtisches.

Revista Minelor (1958) Nr. 2, S. 51–55.

ANGHELESCU M.: **Die Lösung „B", ein neuer Beitrag zur Bekämpfung der Silikose.** In diesem Aufsatz sind in mehreren Zahlentafeln die Ergebnisse einer grossen Anzahl von Versuchen zusammengestellt, die von einigen Ärzten und Berg-ingenieure von Cluj mit dem Einsatz einer Bentonitlösung („die Lösung „B") der Nassbohrung durchgeführt wurden. Die Ergebnisse beweisen dass diese Lösung jedem anderen in unserem Lande und im Ausland benutzten tensio-aktiven Stoff überlegen ist.

Revista Minelor (1958) Nr. 2, S. 55–59.

BERARU, A: **Die Abbauförderung mit dem „Schleppband" in den Strebbauen mit langen Abbaustössen der dünnen schwach geneigten Kohlenflöze.** In diesem Aufsatz wird die Anwendung des Schleppbandes als Fördermittel im Abbau betrachtet. Mit der Einsetzung dieses neuen Fördermittels, das aus einem 600—700 mm breiten Gummiband besteht dessen Länge grösser als die der Abbaufront ist, sind in dem Abbau die Schütterutsche und der Schrapper überflüssig geworden. Die Vorteile dieses Fördermittels haben in der letzten Zeit zu der Einführung des Schleppbandes in mehreren Gruben beigetragen.

Revista Minelor (1958) Nr. 2, S. 60–64.

MUREŞAN, V.: **Das Heben des Wassers und des Schlamm aus den Sümpfen der Grube Petrila.** Man betrachtet die Art der Schlamm-und Wasserhebung aus den Sümpfen des Bergwerks Petrila, eine der tiefsten Gruben der R.V.R., sowie die an diese Methode bis heute angebrachten Verbesserungen. Verschiedene Massnahmen für eine bessere, technische und wirtschaftliche Ausnutzung dieser Anlage sind in dem Aufsatz ebenfalls vorgeschlagen.

Revista Minelor (1958) Nr. 2, S. 69–76.

OLTEANU EUFIMIA, IONESCU M. N. und FOTACHE ELISABETA: **Beiträge zu der mechanischen Entaschung des Lignits.** Man hat auf die lignitische Braunkohle von Filipeştii de Pădure und von Ojaska drei Reihen von Versuchen durchgeführt: Kornklassierung für die Roh-und halbgeschwelte Kohle, densimetrische Sortierung in organischen und in scheweren Lösungen für den Rohlignit, densimetrische Sortierung in schweren Wasserlösungen für die Roh-, viertel- und halbgeschwelte Kohle. Man ist zu dem Schluss gekommen dass für diese Lagerstätte ausser der Kornklassierung auch die gravimetrische Sortierung nötig ist.

Revista Minelor (1958) Nr. 2, S. 82–87.

IONESCU M. N. und DUINEA D. N.: **Versuche für die Abgrenzung der Braunkohle in der Steinkohlenklassifizierung.** Die Bergakademie von Freiberg (D.D.R.) hat eine Reihe von Versuchen für die Festlegung einer schärferen Grenze zwischen der Braun-und Steinkohle unternommen.

Revista Minelor (1958) Nr. 2, S. 87–92.

SOMMAIRE

CĂDERE R. et KINSKY I.: **Des considérations sur l'exploration à l'aide des sondeuses.** Dans cet ouvrage on examine quelques paramètres techniques et économiques du forage d'exploration rotatif, mécanique et hydraulique, au point de vue de la double possibilité d'exécution du mouvement rotatif: par un dispositif de rotation aux pignons hélicoïdaux (Craelius) et à l'aide de la table Rotary.

Revista Minelor (1958) No. 2, p. 51–55.

ANGHELESCU M.: **La substance „B", une nouvelle contribution dans la lutte contre la silicose.** On fait une exposition des résultats obtenus par un groupe de médecins et ingénieurs de Cluj à la suite de nombreuses expériences faites avec l'utilisation de la solution de betonite (la substance „B") dans la perforation à jet d'eau. Les résultats sont supérieurs à toutes les substances tensio-actives utilisées chez nous et à l'étranger.

Revista Minelor (1958) No. 2, p. 55–59.

BERARU A.: **Le transport à l'aide de la „bande traînante" dans les fronts à longue taille des couches minces de charbon à faible pendage.** On étudie l'application du système de transport à l'aide de la „bande traînante" qui peut remplacer dans le front de taille le couloir à secousse ou l'excavateur à boîte par une bande transporteuse en caoutchouc de 600—700 mm de largeur et dont la longueur dépasse un peu celle du front. Les avantages de la bande traînante ont contribué à son introduction dans le dernier temps dans plusieurs mines de charbon.

Revista Minelor (1958) No. 2, p. 60–64.

MUREŞAN V.: **L'évacuation des eaux et de la boue des bassins collecteurs du charbonnage de Pétrila.** On fait une description de la méthode d'évacuation des eaux et de la boue des bassins collecteurs du charbonnage de Pétrila, une des plus profondes mines de charbon du pays, ainsi que des perfectionnements apportés jusqu'à présent. On fait en même temps des propositions sur les mesures à prendre pour la meilleure utilisation au point de vue technique et économique de cette installation.

Revista Minelor (1958) No. 2, p. 69–76.

OLTEANU EUFIMIA, IONESCU M. N. et FOTACHE ELISABETA: **Contributions à la réduction de la teneur en cendre des lignites par voie mécanique.** On a essayé trois systèmes sur les lignites de Filipeştii de Pădure et de Ojasca: des triages granulométriques pour le tout venant et pour le lignite semi-carbonisé; des séparations densimétriques en liquides denses pour le tout venant, séparations demisimétriques en liquides denses à eau pour le tout venant ainsi que pour le lignite à quart et semicarbonisé. On arrive à la conclusion que, pour ces charbonnages, les séparations granulométriques ne sont pas suffisantes, la séparation gravimétrique étant aussi nécessaire.

Revista Minelor (1958) No. 2, p. 82–87.

IONESCU M. N. et DUINEA D. N.: **Essais de démarcation des charbons bruns dans la classification des houilles.** Dans l'article on fait un compte rendu des recherches entreprises à l'Institut de Mines de Freiberg (R.D.A.) dans le but d'établir une limite précise entre les charbons bruns et les houilles.

Revista Minelor (1958) No. 2, p. 87–92.

Considerații privind forajul de explorare cu sondeze*)

Ing. R. Cădere și ing. I. Kinsky

Pentru asigurarea bazei de dezvoltare a industriei în R.P.R., se pune astăzi un deosebit accent pe lucrările de explorare, în general, și pe cele de explorare prin foraje, în special. Acestea conduc la stabilirea rezervelor de substanțe minerale utile, din punct de vedere cantitativ și calitativ, creînd o inventariere a tuturor bunurilor subterane, cuprinse în ceea ce se numește „fondul geologic".

Industria extractivă, producătoarea materiilor prime minerale, va pune în producție, pe baza acestor date, zăcămintele identificate anterior și va asigura cu materii prime celelalte sectoare industriale ale țării.

Importanța acestui lucru rezultă și din faptul că, în situația actuală, 12 ministere au întreprinderi de explorări care lucrează prin foraje, ceea ce reprezintă un număr dublu față de ministerele care activează în exploatarea substanțelor minerale utile.

Avînd în vedere complexitatea problemelor ridicate de explorare și importanța lor aplicativă, în cadrul catedrei de Exploatări miniere a Institutului de Mine-București, s-au studiat unele aspecte privind o chestiune deosebit de dezbătută astăzi, anume aceea a forajului cu carotaj, specific săpatului cu sondeze.

In lucrarea de față, pe baza datelor strînse din activitatea de pe teren, se vor examina unii parametri tehnici și economici rezultați din explorarea prin foraj rotativ, mecanic și hidraulic, după cele două posibilități de realizare a modului de rotire:

a) sondezele cu dispozitiv de rotire cu pinioane elicoidale (sistem Craelius) și

b) sondezele cu dispozitiv de rotire cu masă rotativă.

Primul sistem asigură avansarea, prin intermediul unui dispozitiv cu cremalieră (universalul), prin interiorul căruia garnitura de foraj de diametru exterior constant se deplasează, putînd fi fixată cu ajutorul unor bacuri cu șuruburi. În acest caz, avansarea garniturii de foraj este subordonată lungimii dispozitivului universal care limitează cursa la circa 80 cm, ceea ce duce la frecvente manevre de slăbire și de strîngere pentru solidarizarea universalului cu prăjinile, la fiecare cursă. De aceea, s-a modificat dispozitivul, folosindu-se o prăjină de antrenare exagonală, de lungime egală cu lungimea normală a prăjinilor de foraj (4—6 m). Astfel, s-au suprimat manevrele de strîngere și de slăbire a bacurilor universalului, prăjina de antrenare înșurubîndu-se doar la garnitura de foraj, în aceleași condiții în care se înșurubează fiecare bucată normală a acestei garnituri.

Al doilea sistem asigură rotirea și avansarea cu ajutorul prăjinii pătrate, în condiții îndeobște cunoscute de la forajul cu diametre și adîncimi mari, realizat cu granicele grele. In acest caz, cursa coincide cu lungimea prăjinii de antrenare, adică 7—9 m, dar nu poate depăși lungimea carotierei folosite.

Cauzele tehnice care determină deosebirile dintre forajele hidraulice rotative de explorare

Din cele expuse în introducere și ca un rezultat al constatărilor făcute pe teren, rezultă că avansarea garniturii de foraj, pentru aceeași natură de roci traversate, este mai rapidă în cazul sistemului cu masă rotativă și cu prăjini de avansare pătrate, decît în cazul dispozitivului universal cu bacuri sau chiar al dispozitivului universal cu prăjină de antrenare exagonală.

S-a observat din practică că, pentru un foraj la 500 m adîncime, executat cu sistemul rotativ cu masă, dar fără carotaj continuu, sînt necesare între 10 și 30 de zile. Aceeași operație în sistemul cu dispozitiv universal și carotaj continuu se ridică la 80—180 de zile. Aceste date sînt valabile pentru terenuri de tărie medie, lucrîndu-se în trei schimburi. Forajul rotativ cu masă cu carotaj continuu se situează într-o poziție intermediară.

Trebuie observat, de asemenea, că există deosebiri substanțiale între cheltuielile zilnice, pentru fiecare sistem în parte. Aceste deosebiri se datoresc, în primul rînd, regimului de foraj, impus de către obiectivele urmărite, regim care înseamnă o însumare a principalilor factori ce

*) Studiul de față s-a elaborat în cadrul activității științifice a autorilor la Institutul de Mine, București.

influențează direct asupra vitezei mecanice de înaintare. Acești factori sînt :

1) cantitatea și calitatea fluidului de foraj ;
2) viteza de rotire a sapei ;
3) apăsarea pe talpă.

Cantitatea și calitatea fluidului de foraj

Principalele funcțiuni ale fluidului de foraj sînt, după cum se știe, următoarele :

a) transportul la suprafață al detritusului ;
b) asigurarea unei contrapresiuni față de presiunea exercitată de strate (gazoase, lichide, solide) ;
c) colmatarea pereților găurii ;
d) injectarea, în vederea consolidării, a anumitor strate ;
e) ungerea și răcirea sculelor tăietoare, cum și a utilajului de circulație și a turbotrepanului ;
f) dezagregarea rocilor, în special la forajul cu carotaj ;
g) îmbrăcarea carotei cu o manta protectoare, care ajută la menținerea acesteia, îndeosebi la rocile friabile.

Primele cinci funcțiuni sînt proprii oricărui sistem de foraj hidraulic, pe cînd ultimele două sînt specifice forajului cu carotaj.

Funcțiunea cea mai importantă pe care o are fluidul de foraj este transportul ascensional al rocii sfărîmate (detritusul), rezultată din procesul de săpare și apoi depunerea acesteia la suprafață. Aceste particule trebuie să fie menținute în suspensie spre a nu se depune pe talpă și prin aceasta să prindă garnitura de foraj. Chiar dacă se utilizează apa, cum se practică la forajele moderne rapide, această funcțiune principală a fluidului de sapă nu trebuie să dispară.

Deși, la prima vedere, aceste două atribute par incompatibile, totuși se constată că în foraj se întrebuințează lichide care satisfac ambele cerințe : extragerea detritusului (și implicit curățirea găurii) și depunerea detritusului la suprafață, datorită tocmai variației de viteză, ca rezultat al variației de secțiune de curgere (fenomenul Venturi).

Debitul fluidului de foraj se determină după relațiile următoare :

$$Q = F_{\varnothing} \cdot v \text{ și } v = \alpha u + c_t,$$

în care :

Q este debitul ;
$F_{\varnothing}$ — secțiunea reală a inelului circular ;
v — viteza curentului ascendent ;
u — viteza căderii particulei în fluidul de foraj ;
c_1 — viteza reală a deplasării particulelor ;
α — coeficientul experimental al lui Denisov, egal cu 1,1—1,2.

Rezultă deci :

$$Q = F_{\varnothing}(\alpha u + c_t) = \alpha F_{\varnothing} u + c_t F_{\varnothing},\ m^3/s.$$

Viteza de cădere a particulelor poate fi determinată după formula lui Rittinger :

$$u = K\sqrt{d\frac{\gamma_r - \gamma_t}{\gamma_t}},\ \text{m/s},$$

iar viteza c_t se determină pornind de la încărcarea maximă admisibilă a fluidului de foraj cu detritus :

$$c_t = \frac{F_c \cdot V_t(\gamma_r - \gamma_1)\cdot\lambda}{F_{\varnothing}(\gamma_t - \gamma_1)},$$

în care :

F_c este suprafața tălpii sondei ;
λ — coeficientul rezultat din mișcarea elicoidală a particulelor, datorită rotirii prăjinilor = 1,25—1,27 ;
V_t — viteza care satisface capacitatea necesară de antrenare a curentului cu detritus ;
$F_{\varnothing}$ — suprafața reală a secțiunii inelare a găurii de sondă ; $F_{\varnothing} = 1{,}20-1{,}30\ F_0$, iar F_0 — secțiunea teoretică ;
d — diametrul particulelor antrenate de noroi ;
γ_r — greutatea specifică a detritusului ;
γ_t — greutatea specifică a noroiului, în spațiul inelar ;
γ_1 — greutatea specifică a noroiului în coloana de prăjini.

Inlocuind în expresia precedentă, se află :

$$Q = F_{\varnothing}\left[\alpha K\sqrt{d\frac{\gamma_r - \gamma_1}{\gamma_t}} + \frac{F_c V_t(\gamma_r - \gamma_1)}{F_{\varnothing}(\gamma_t - \gamma_1)}\right].$$

In realitate, viteza ascensională nu este liniară, ci elicoidală și aceasta datorită rotațiilor garniturii de foraj care imprimă în permanență și fluidului de foraj o mișcare de rotație. Aceasta a determinat pe Denisov să constate, bazat și pe experiențe, că mărimea numărului de rotații ale sapei (n) îmbunătățește simțitor spălarea tălpii. Lozinski a fundamentat teoretic influența rotirii garniturii de foraj asupra evacuării detritusului, arătînd că viteza cea mai mare este cea periferică și că antrenarea se realizează optim lîngă pereții sondei, adică :

$V_q = \omega\frac{D}{2}$, unde ω este viteza de rotire și D — diametrul găurii.

Viteza care rezultă din mișcarea elicoidală a acestor particule de detritus este dată de rezultanta geometrică a vitezei de înaintare c_t și a vitezei de antrenare V_q, deci :

$$V_t = \sqrt{V_q^2 + c_t^2},$$

ea fiind dirijată după o linie elicoidală cu unghiul ε.

Este totdeauna valabilă inegalitatea $V_t > c_t$ pentru că, mărind numărul de rotații ale garniturii de foraj, se obține o diferență mai mare între V_t și c_t. Prin mărirea numărului de rotații, eva-

cuarea detritusului de la talpă se va face într-un timp mai scurt, iar spălarea tălpii va fi mai bună, fapt confirmat pe larg de experienţă.

Viteza de evacuare a detritusului influenţează şi caracteristicile fluidului de foraj, astfel încît — la viteze mici — evacuarea detritusului nu se mai produce şi, în consecinţă, se măreşte concentraţia particulelor solide pe unitatea de volum, ceea ce duce la creşterea greutăţii specifice, cum şi a viscozităţii şi a gelaţiei. Influenţa negativă a acumulării de detritus, care poate duce şi la prinderea garniturii de foraj, la îngroşarea turtei şi la colmatarea excesivă, este cu atît mai gravă cu cît roca acumulată este de natură argiloasă.

Va trebui, deci, ca pe teren să se ţină seamă că, în cazul cînd nu se poate mări valoarea lui Q, pentru a nu se compromite spălarea completă a tălpii şi pentru a se evita inconvenientele arătate, problema se poate realiza parţial prin mărirea numărului de rotaţii ale sapei.

Viteza de rotaţie a sapei

Rezultă, din cele arătate pînă aici, că influenţa vitezei de rotaţie asupra avansării este determinantă, ceea ce se concretizează într-o serie de diagrame dintre care cele mai caracteristice sînt cele din fig. 1 şi 2.

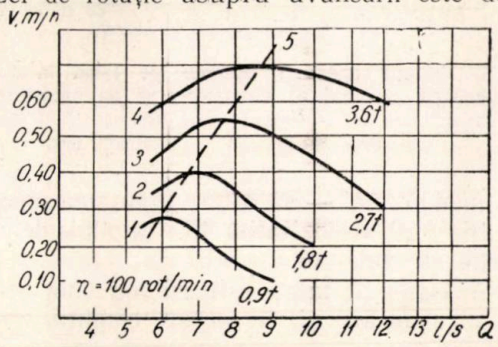


Fig. 1. Variaţia vitezei de înaintare în funcţie de debitul fluidului de foraj, la apăsări diferite pe talpă şi aceeaşi rotaţie a mesei (n = 100 rot/min.) după I.C.F.M.

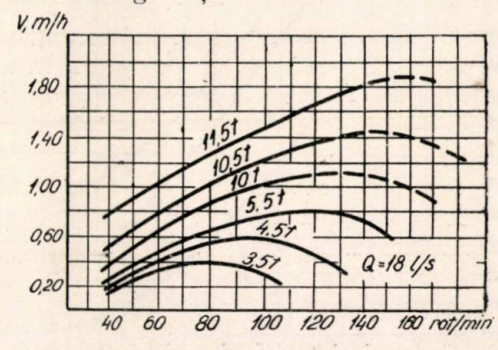


Fig. 2. Variaţia vitezei de înaintare în funcţie de rotirea mesei la un debit constant al fluidului de foraj (Q = 18 l/sec) şi la apăsări diferite pe talpă, după I.C.F.M.

Din examinarea acestor curbe, se vede că, pentru o rezistenţă dată a stratului şi pentru o apăsare determinată pe talpă, trebuie să se folosească numărul optim de rotaţii şi debitul optim.

Apăsarea garniturii de foraj pe talpă

Determinarea apăsării garniturii de foraj pe talpă depinde de tăria rocilor în care se sapă, de tipul utilajului de tăiere, cum şi de mărimea suprafeţei atacate. Dislocarea efectivă a rocii este posibilă numai în cazul cînd:

$$P > \sigma \cdot F,$$

în care:

P este forţa axială;
σ — rezistenţa la compresiune;
F — secţiunea, tălpii,

iar înaintarea este funcţie de aceasta.

În cazul cînd apăsarea pe talpă este mai mică decît cea critică, se obţin totdeauna avansări mai mici. Aceasta se explică prin faptul că utilajul de tăiere lucrează neraţional, acţionînd asupra stratului prin frecare şi nu prin aşchiere sau sfărîmare.

De asemenea, este necesar ca elementul tăietor să fie construit dintr-un material a cărui tărie să depăşească pe cea a rocii în care se sapă. Aceasta se realizează fie încărcînd elementul tăietor cu material dur, fie chiar aplicînd inserţii de oţeluri sau de aliaje speciale dure. Altfel, elementele tăietoare, frecînd roca cu tărie mai mare decît a lor, se tocesc fără să asigure avansarea, iar dacă suprafaţa tratată s-a tocit mai repede, corpul se distruge şi el mai repede.

Apăsarea prea mare pe talpă poate duce fie la griparea sau la înfundarea elementului tăietor, fie la reducerea diametrului găurii, aceasta — la rîndul ei — ducînd la complicaţii tehnice. De asemenea, pătrunderea prea adîncă în talpă, care s-ar produce în acest caz, dă un detritus mare, care pe de o parte trebuie evacuat, iar pe de altă parte poate cauza înfundarea sau înţepenirea garniturii de foraj (elementul tăietor).

În fig. 1 şi 2, se poate urmări valoarea optimă a apăsării pe talpă pentru forajul corect, valoare ce trebuie considerată în mod deosebit în cazul carotajului, cînd recuperarea carotei (probei) este condiţionată strict de apăsarea continuă pe talpă.

Se constată, în general, că unei viteze de rotaţie mai mari îi corespunde o avansare mai rapidă, ceea ce îndreptăţeşte afirmaţia, în concluzie, că viteza de antrenare normală pentru transportul detritusului nu este funcţie numai de presiunea de apăsare pe talpă *(P)* sau de debitul *(Q)*, dar şi de numărul de rotaţii *(n)*, mai corect, această viteză este — în acelaşi timp — funcţie de cei trei parametri consideraţi, între care trebuie să existe un just echilibru.

Din aceste consideraţii rezultă, în legătură cu toate sistemele de foraj, aşa cum arată şi experienţa, că:

1. Asupra valorii debitului cea mai mare influenţă o exercită:

— cantitatea de rocă forată în unitatea de timp;
— suprafaţa spaţiului inelar;
— gradul admisibil de încărcare a fluidului de foraj cu roca forată.

2. Detritusul se ridică în spaţiul inelar pe un drum spiral (elicoidal).

3. Numărul de rotaţii ale garniturii exercită o influenţă foarte mare asupra evacuării detritusului din talpă, asupra depunerii lui la suprafaţă şi asupra duratei de transport de la talpă la suprafaţă.

Trebuie menţionat că, prin mărirea turaţiei, se obţine :

— accelerarea evacuării detritusului de la talpă şi
— micşorarea timpului de transport.

Prin documentaţia de specialitate şi prin experienţă, s-a ajuns la concluzia că, la determinarea debitului Q, trebuie să se realizeze o viteză a curentului ascendent :

u = 1—1,2 m/s . . . la marne şi la nisipuri ;
u = 0,7—1 m/s . . . la roci tari ;
u = 0,9—1,2 m/s . . în medie.

Această viteză de aproximativ 1 m/s la curentul ascensional corespunde unui diametru optim (economic) după teoria curgerii fluidelor prin conducte a acad. Leibenzon. În acest caz, randamentele tehnico-economice sînt maxime, iar utilajul lucrează cu productivitatea cea mai bună.

Concluzii practice

Din cele arătate rezumativ pînă aici şi din rezultatele obţinute direct pe teren, se pot trage unele concluzii care merită să fie scoase în evidenţă pentru eventuala generalizare la forajele de explorare cu sondeze :

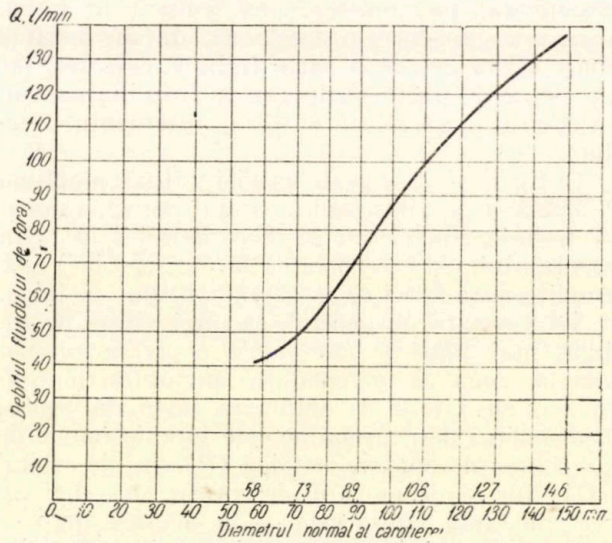


Fig. 3. Variaţia debitului optim în funcţie de diametrul nominal al carotierei.

1. Indiferent de mecanismele de rotire ale garniturii de foraj, condiţiile tehnice impuse de regimul optim de foraj rămîn în permanenţă aceleaşi, fiind funcţie numai de diametrul carotierei, subordonate formaţiei traversate (diagramele din fig. 3, 4, 5).

2. Pentru ca fluidul de foraj să-şi îndeplinească funcţiunile lui principale, dintre care — pentru carotaj — cele mai importante sînt antrenarea detritusului, căptuşirea pereţilor găurii şi îmbrăcarea carotei cu crusta de noroi, trebuie ca

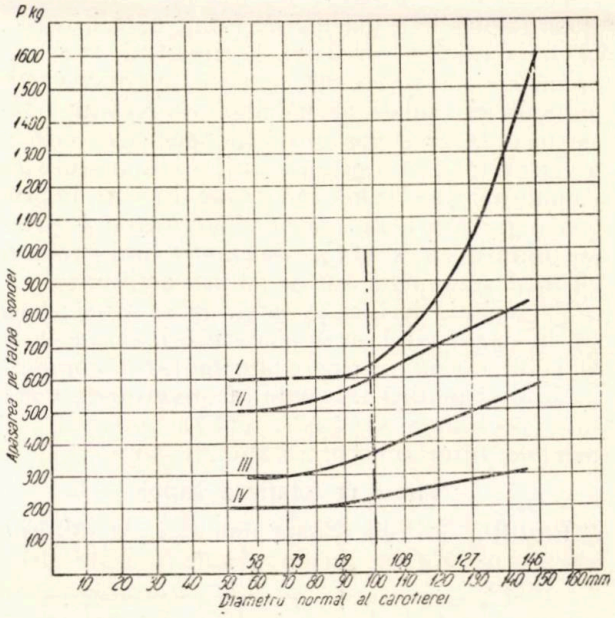


Fig. 4. Variaţia apăsării optime pe talpă în funcţie de diametrul nominal al carotierei şi de natura rocii : *I* — formaţii tari; *II* — formaţii tari fisurate; *III* — formaţii de tărie medie; *IV* — formaţii moi.

— în mod normal — să aibă : greutatea specifică de 1,16—1,20, viscozitatea 40 s la pîlnia de cîmp, filtraţia 10 cm³.

3. Apăsarea pe talpă este un regulator permanent al avansării şi, în aceste condiţii, trebuie

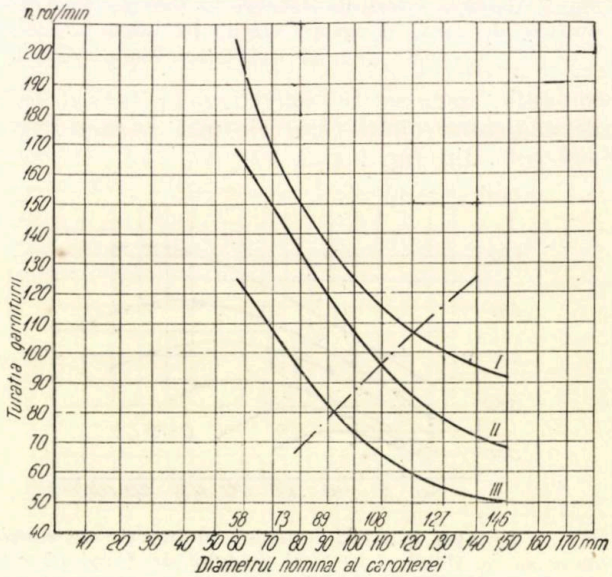


Fig. 5. Variaţia turaţiei garniturii de foraj în funcţie de diametrul nominal al carotierei şi de natura rocii : *I* — formaţii moi; *II* — formaţii de tărie medie; *III* — formaţii tari.

în aşa fel fixată încît greutatea pe elementul tăietor să fie respectată cu stricteţe.

Pătrunderea elementului tăietor în teren, deci folosirea materialului dur, să fie menţinută — după natura rocii — în limitele admisibile.

Apăsarea se realizează principial prin prăjina grea, sau prin dispozitive manuale sau mecanice, dintre care unele sînt în curs de adaptare.

4. Rotirea garniturii de foraj jucînd un rol determinant, îndeosebi cînd controlul apăsării pe talpă nu poate fi suficient efectuat, este necesar să se menţioneze că mecanismele de rotire cu masă sînt principial superioare, prin treceri mai uşoare de la o viteză la alta şi printr-un regim de lucru mai uniform.

5. Avansarea optimă în forajul cu carotaj se realizează cu diametrul mediu de carotieră, în care elementul tăietor este just proporţionat cu serviciile ce se cer ; diametrele prea mari dau avansări prea mici, iar diametrele prea mici dau recuperaje necorespunzătoare. Aceasta impune să se lucreze principial cu carotiere cu diametrul de 108 mm şi 89 mm, urmînd ca — la nevoie — să se lărgească gaura prin corectare la diametrul necesar, ceea ce — prin rezultatele obţinute — s-a constatat că nu duce la cheltuieli suplimentare.

6. Manevrele la forajul cu masă rotativă sînt reduse, economisindu-se cheltuielile legate de personal şi de timp.

Aceste constatări pot fi generalizate la forajul cu sondeze, în vederea realizării unor viteze mai mari de avansare şi a unui recuperaj mai bun.

Rezultatele obţinute în acest domeniu constituie numai o parte dintr-o serie de constatări privind explorările cu sondeze, care vor face obiectul unor comunicări ulterioare.

„Substanţa B“,
O nouă contribuţie la combaterea silicozei

Ing. M. Anghelescu

In minerit, sursa cea mai importantă de producere a prafului silicogen este perforajul, în urma căruia minerii perforatori sînt cei mai expuşi îmbolnăvirii de silicoză.

S-au depus eforturi deosebit de mari pentru combaterea acestui praf nociv, utilizîndu-se diferite mijloace uscate (aeraj natural şi artificial), umede (perforaj umed cu apă simplă şi apă tratată cu substanţe tensio-active) şi cu aerosoli, care au proprietatea de a aglomera praful din locurile de muncă.

Utilizarea aerajului sub orice formă nu poate înlătura decît în foarte mică măsură sursa de îmbolnăviri a muncitorilor mineri.

In urma unor îndelungate experienţe, s-a ajuns la concluzia că utilizarea perforajului umed cu apă simplă şi cu substanţe tensio-active este mijlocul cel mai eficace şi cel mai raţional de combatere a prafului silicogen. Dezavantajul acestui perforaj constă în faptul că permite, totuşi, scăparea în atmosferă a unor cantităţi însemnate de silice, în special de dimensiuni micronice şi submicronice, care pot da naştere la silicoză, reducerea prafului efectuîndu-se în final numai în proporţie de circa 50%.

Prin metodele de aglomerare cu aerosoli, care necesită în plus instalaţii costisitoare, s-a ajuns la rezultate apropiate de cele precedente, neputîndu-se depăşi cantitatea de praf eliminată la perforajul umed, decît în proporţie de 50%.

Aşadar, problema reducerii prafului de silice din locurile de muncă, generatoare de asemenea nocivitate, a rămas deschisă.

La data de 24 mai 1956, un colectiv, format din medici igienişti, ingineri mineri şi un inginer chimist, a propus întreprinderii Miniere Cluj utilizarea în perforajul umed, în locul substanţelor tensio-active cunoscute, a bentonitei de Valea Chioarului, tratate.

Propunerea a fost acceptată pentru experimentare.

Colectivul, format din ing. chimist Weisz Alexandru, ing. miner Radivoi Titus, dr. Nădudvary Gheorghe, dr. Rosenfeld Carol, dr. Balkany Nicolae şi dr. Bernstein Roger, a stabilit pentru aceasta următoarele caracteristici :

1) grad înalt de hidrofilie ;

2) granulare foarte fină, formînd suspensii coloidale cu mărimea particulelor de la 30—300 mμ (caracteristic pentru aproximativ orice bentonită) ;

3) tixotropie ridicată, rezultînd o puternică forţă de absorbţie superficială.

S-a cercetat apoi *p*H-ul diferitelor substanţe formate din diferite ape şi proporţii de bentonită, cum şi acţiunea lor asupra animalelor de laborator.

Urmărind stabilitatea suspensiilor coloidale de bentonită (0,5—2%) în apă, s-a constatat că aceasta se menţine între *p*H=4 şi *p*H=14, suportînd, în urma adăugării de activanţi şi de stabilizanţi, o duritate de apă pînă la 40°

germane, în felul acesta asigurîndu-se menţinerea suspensiei coloidale în orice condiţii de *p*H ce pot interveni în practica minieră.

Gama de substanţe „B" — cum a fost denumită soluţia de bentonită de Valea Chioarului tratată — a fost inoculată şobolanilor albi, fără a se putea constata leziuni anatomopatologice în sensul unor reacţii fibroase, iar activanţii şi stabilizanţii adăugaţi nu au avut însemnătate din punct de vedere toxicologic.

După aceste experienţe, s-a trecut la definitivarea reţetelor diferitelor soluţii de „substanţă B" şi la aplicarea lor experimentală în diferite sectoare miniere.

Prima experimentare s-a făcut la mina „Ciungi"-Răzoare, raionul Tg. Lăpuş, regiunea Baia Mare, într-un pegmatit slab micafer, cu următorul microclimat al locului de muncă: temperatura = 11°C; umiditatea relativă = 65%; mişcarea aerului redusă; conţinutul de SiO_2 în rocă = 89%.

S-au executat cinci găuri, uscat, cu lungimi variind între 50—70 cm, recoltîndu-se zece probe cu împingerul. A doua zi, s-au perforat alte cinci găuri, umed cu apă simplă. A treia zi, s-au perforat alte două serii a cinci găuri fiecare, folosindu-se apa cu adaos de „substanţă B" de 0,5% în prima serie şi de 2% în seria a doua; consumul de apă + „substanţa B" a fost de 1,5—2,5 l/min de foraj, recoltîndu-se acelaşi număr de probe.

Asupra probelor s-au efectuat: numărătoarea particulelor pe lama Burker (10×40), gradul de dispersie şi conţinutul de SiO_2.

Rezultatele obţinute au fost:

La perforajul uscat, numărul mediu al particulelor/cm³ de aer a fost de circa 38 100.

La perforajul cu apă simplă, numărul mediu al particulelor a fost de 962 particule/cm³.

La perforajul umed cu „substanţa B": la o concentraţie de 0,5% numărul de particule a fost de 44—84/cm³, în medie 66/cm³, iar la o concentraţie de 2% numărul de particule a fost de 20—106/cm³, deci în medie de 57/cm³.

Apa folosită şi provenită din infiltraţii a avut:

— *p*H = 7,4;
— duritatea temporară = 8,5° germane;
— duritatea permanentă = 10,5° germane.

S-au tras următoarele concluzii:

1. Faţă de perforajul umed cu apă simplă, eficienţa medie a perforajului umed cu „substanţa B" (în cele două concentraţii, care însă nu dau diferenţe semnificative) este de 93%, respectiv 94%, ceea ce înseamnă reducerea extrem de importantă a numărului de particule, în condiţiile de lucru efectuate.

2. Analizîndu-se dimensiunile particulelor sub 1 μ, 1—3 μ, 3—5 μ, 5—10 μ şi peste 10 μ, în condiţiile cu perforaj umed simplu şi perforaj umed cu „substanţe B", s-a observat la aceasta din urmă o reţinere însemnată a particulelor fine, ceea ce este de o deosebită importanţă.

Pentru o mai bună înţelegere, se alătură graficul din fig. 1.

La scurt interval de la efectuarea acestor experienţe, s-a ales alt loc de muncă, şi anume la mina „Săsar"-Baia Mare, filonul 26, orizon-

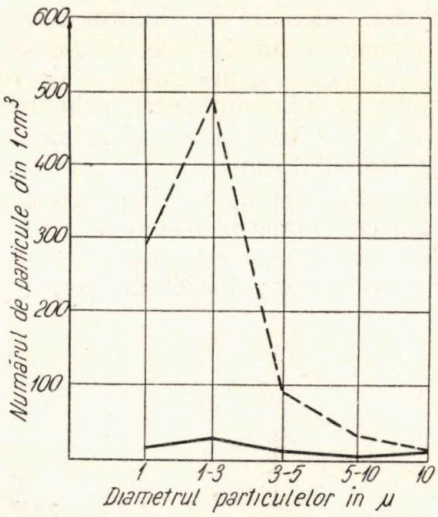


Fig. 1

tul 237, panoul 3, într-un abataj unde roca de categoria a III-a a avut 80% SiO_2, apa a avut 11° germane duritate temporară şi 20° germane duritate permanentă, temperatura a fost de 17,2°C, umiditatea relativă 70%, existînd şi un slab curent de aer dinspre locul de muncă.

Analizele probelor colectate la Săsar au fost efectuate la Secţia de igiena muncii a Institutului de igienă al R.P.R., Filiala Cluj, iar rezultatele sînt cele din tabela 1.

S-au studiat şi s-au analizat încă zece procese de muncă la mina „Petre Gheorghe"-Săsar. Dintre acestea citäm: încărcarea minereului cu maşina de încărcat şi cu lopata, încărcarea vagonetelor din rostogol, săparea pilugilor cu piconul, prăfuirea rezultată după împuşcare etc.

Luînd în considerare şi rezultatele de la perforajul uscat, putem conclude următoarele:

1. Perforajul umed cu „substanţa B" în concentraţie de 1—2% a redus praful la concentraţii minimale, în medie la 42 de particule/cm³, deci sub prevederile celor mai exigente standarde internaţionale, întrecînd ca eficienţă celelalte metode cunoscute.

2. La operaţia de încărcare din rostogol a vagonetelor, rezultatele obţinute cu perdea de apă + „substanţă B" au rămas în urma eficienţei rostogolului cu minereu umed. Oricum, procedeele încercate în această direcţie sînt deficitare, prăfuirea şi ceaţa rămînînd cu mult peste limitele admise, chiar cu minereu umed, această problemă rămînînd complet deschisă în viitor.

Tabela 1

Faza de producție	Data și ora	Nr. part. cm³	Dispersie %					SiO_2 liber, %
			Sub 1μ	1—3 μ	3—5 μ	5—10 μ	Peste 10 μ	
	a) *Perforaj umed cu prustulit uscat*							
1. Inainte de lucru	10.07.57— 7^{00}	40	—	—	—	—	—	
2. Inceputul găurii I	10.07.57— 8^{20}	840	50	38	10	1	1	
3. Sfîrșitul găurii III	10.07.57— 8^{50}	520	49	37	11	3	0	
4. După șase găuri	10.07.57— 9^{20}	860	48	37	15	0	0	
5. După opt găuri	10.07.57— 9^{50}	740	41	43	14	2	0	
6. Suflarea găurilor	10.07.57—10^{10}	1180	37	45	14	3	1	
	Media	828	45	40	12	2	1	79,8
	b) *Perforaj umed cu prustulit umed*							
1. Inainte de lucru	15.07.57—14^{00}	20	—	—	—	—	—	
2. Inceputul găurii I	15.07.57—15^{25}	340	56	30	10	4	0	
3. Gaura III (mijloc și sfîrșit)	15.07.57—15^{35}	860	47	34	15	3	1	
4. Gaura III (sfîrșit)	15.07.57—15^{40}	980	45	52	11	1	1	
5. Gaura IV	15.07.57—15^{45}	640	46	40	14	0	0	
6. Gaura V	15.07.57—15^{55}	660	52	38	6	4	0	
7. Gaura VI	15.07.57—16^{00}	780	46	39	11	4	0	
8. Gaura VII	15.07.57—16^{10}	660	44	40	12	3	1	
9. Gaura VIII + curățirea locului	15.07.57—16^{20}	540	40	46	12	2	0	
	Media	682	47	38	11	3	1	81
	c) *Perforaj umed cu „B", prustulit umed cu „B" (înainte s-a perforat 30' umed fără „B")*							
1. 30' după perf. umed	13.08.57—11^{00}	60	—	—	—	—	—	
2. Gaura I	13.08.57—11^{20}	40	32	44	18	6	0	
3. Gaura II	13.08.57—11^{30}	60	30	38	22	8	2	
4. Gaura III	13.08.57—11^{40}	80	28	46	18	6	2	
5. Gaura IV	13.08.57—12^{00}	30	24	48	22	2	4	
6. Gaura V	13.08.57—12^{16}	5	18	50	22	6	4	
7. Gaura VI	13.08.57—12^{30}	50	30	48	14	2	6	
8. Gaura VII	13.08.57—12^{45}	50	26	48	22	4	0	
9. Gaura VIII	13.08.57—13^{00}	20	28	40	20	8	4	
	Media	42	27	45	19	6	3	79

3. Folosirea perdelelor de apă+„substanța B" a dat rezultate promițătoare la executarea pilugilor pentru armături și la împușcare. Mai sînt necesare experiențe pentru a se pune la punct tehnica aplicării lor (aparate de stropire și de pulverizare cu presiune mai joasă de 6 at), cît s-a utilizat la experimentare, cum și mijloace de precipitare a ceței provenite din pulverizare).

Experiențele au fost continuate de către colectiv la: Departamentul Metalelor Rare la mina de feldspat de la Muntele Rece, regiunea Cluj și apoi la mina „Petre Gheorghe"-Săsar.

Dintre acestea o vom expune detaliat pe cea de la Departamentul Metalelor Rare.

Incercările s-au făcut în zilele de 25—26—27 iunie 1957 comparativ între perforajul umed simplu și perforajul umed cu apă+„substanța B" 0,5%.

S-au perforat, în același loc de muncă, cinci găuri de cîte 1 m fiecare, recoltîndu-se 11 probe de praf pe parcursul total de lucru.

Condițiile de muncă, în care s-au executat încercările, sînt următoarele:

— perforatoare PM 508;
— presiunea de regim:
  a) înainte de perforaj 6,5 at;
  b) în timpul perforajului 4 at;
— sferele exagonale cu capete amovibile, cu inserție de podebit, floare daltă simplă Ø 40 mm și lungime 1,2—1,4 m;
— alimentarea cu aer — de la stația centrală;
— rezervoarele de apă, 160 l;
— umiditatea aerului 100%; temperatura locului de muncă 10,5—11°C.

Rezultatele probelor obținute sînt date în tabela 2.

S-a mai efectuat și determinarea SiO_2 liber din praful recoltat prin metoda optică a tetrahidronaftalinei cîte două probe pe zi, în total patru probe, obținînd valori între 77—82% SiO_2.

Recoltarea prafului s-a făcut cu împingerul mare, aspirînd 100—200 l de aer prin 100 cm³ lichid de barbotaj în apă distilată (și alcool etilic 25%), cu ajutorul unei pompe de mînă.

Tabela 2

Nr. crt.	Denumirea operațiilor în momentul recoltării	Numărul particulelor pe cm³, aer	Obs.
	a) *Perforaj umed-lichid netratat cu „substanța B" în ziua de 26 iunie 1957*		
1	Inainte de începerea perforajului	40	
2	In prima parte a forării găurii I	320	
3	In a doua parte a forării găurii I	380	
4	In prima parte a forării găurii II	770	
5	In a doua parte a forării găurii II	670	
6	In prima parte a forării găurii III	—	Impurificată
7	In a doua parte a forării găurii III	720	
8	In prima parte a forării găurii IV	760	
9	In a doua parte a forării găurii IV	670	
10	In prima parte a forării găurii V	820	
11	In a doua parte a forării găurii V	—	Spartă
	Media	651	
	b) *Perforaj umed-lichid tratat cu „substanța B" 0,5% în ziua de 27 iunie 1957*		
1	Inainte de începerea perforajului	40	
2	In prima parte a forării găurii I	48	
3	In a doua parte a forării găurii I	64	
4	In prima parte a forării găurii II	57	
5	In a doua parte a forării găurii II	112	
6	In prima parte a forării găurii III	100	
7	In a doua parte a forării găurii III	53	
8	In prima parte a forării găurii IV	84	
9	In a doua parte a forării găurii IV	93	
10	In prima parte a forării găurii V	63	
11	In a doua parte a forării găurii V	55	
	Media	72	

Citirea numărului de particule s-a făcut coniometric pe lamă Burker-Turk, la microscop Zeiss, ocular 10 x, obiectiv 40 x, dovedindu-se încă o dată că rezultatele obținute (în medie 72 particule/cm³) sînt favorabile, adică și acestea se situează sub limitele admise ca nocive, eficiența față de perforajul umed simplu fiind de 89%.

In a doua experimentare la mina „Petre Gheorghe"-Săsar, eficiența perforajului umed cu „substanța B" față de perforajul umed simplu a fost de circa 95% ; numărul de particule rămase în aerul locurilor de muncă a atins valoarea medie de 42 particule/cm³, de asemenea cu mult sub limitele admise.

Concluzii

Rezultatele obținute de către colectivul de medici și ingineri din Cluj, prin utilizarea soluției de bentonită de Valea Chioarului, sub denumirea de „substanța B" în perforajul umed, sînt superioare oricărei substanțe tensioactive întrebuințate atît la noi în țară, cît și în străinătate.

„Pentru prima dată în țara noastră, «substanța B» deschide posibilitatea rezolvării problemei silicozei la cei mai calificați muncitori subterani, perforatorii" (Extras din referatul dr. S. Gabor Silvia, candidat în științe medicale, șeful Secției de igiena muncii a Institutului de Igienă, Filiala Cluj, de pe lîngă Academia R.P.R.).

Autoarea referatului menționează că „în literatura mondială există o singură indicație asupra utilizării noroiului de bentonită (revista „Medicina del lavoro" din iunie-iulie 1956), cu o eficiență net inferioară „substanței B", reducînd concentrația de praf numai cu aproximativ 50% față de forajul cu apă simplă". Metoda italiană cu noroi bentonitic mai are marele dezavantaj că injecția de noroi se face lateral din apropierea găurii forate și nu axial, deci probabil că se utilizează numai la găurile forate înspre talpă (Nota autorului).

In continuare, dr. S. Gabor Silvia arată că „sub aspect economic, «substanța B» reprezintă calități net superioare tuturor umectanților tensio-activi cunoscuți", iar în concluzie spune că „găsirea și experimentarea «substanței B» de către colectivul de autori este complet originală și cu aplicabilitate practică extrem de eficace în combaterea și prevenirea silicozei în subteran".

Șeful catedrei de Igiena muncii și boli profesionale, prof. dr. Leon Prodan, laureat al premiului de stat, în referatul său din 1 august 1957 trage următoarele concluzii :

„1) prin adăugarea în apă a «substanței B», se obține cea mai ridicată reducere a cantității de pulbere rămasă de pe urma forajului umed, care a revenit — la probele efectuate de către

colectivul de inovatori — între 89—94,93% ; această reducere a pulberilor depăşeşte toate reducerile obţinute pînă în prezent cu toate substanţele tensio-active încercate, cum şi reducerea obţinută prin metoda de aglomerare cu aerosoli ;

2) aplicarea «substanţei B» este foarte simplă şi nu necesită nici o instalaţie specială, fiind cea mai economică ;

3) metoda poate fi generalizată la toate forajele din minele metalifere, cum şi la forajele în steril la minele carbonifere, întrucît poate fi introdusă în apa de foraj, indiferent de duritatea şi de *p*H-ul apei respective, la care «substanţa B» poate fi uşor adaptată ;

4) prin aplicarea forajului umed cu «substanţa B», reducerea cantităţii de pulberi provenite din foraj este sub limita celor mai exigente norme sanitare în vigoare ;

5) experienţele preliminare, încă insuficiente, sugerează posibilitatea utilizării «substanţei B» pentru a reduce cantitatea de pulberi şi de la alte surse de formare a pulberilor".

Tot prof. dr. L. Prodan arată, la şedinţa de comunicări a Societăţii ştiinţelor medicale, ţinută la data de 1 iulie 1957 la Casa de educaţie sanitară din Cluj, următoarele :

„Cantitatea de praf rămasă după forajul umed încă poate duce la silicoză. Rebinger arată că praful rămas după forajul umed poate fi redus cu încă 50%. În Congo Belgian, s-a aplicat metoda aerosolilor cu clorură de sodiu, care reduc tot cu circa 50%".

În cazul de faţă, avem de-a face cu o substanţă care este cea mai eficace dintre toate : reduce cu peste 80%, deci sub normele sanitare în vigoare.

Se mai pune problema particulelor submicronice. Problema însă prezintă siguranţa reducerii prafului submicronic concomitent cu reducerea particulelor microscopice.

De o deosebită importanţă au fost şi experimentările perdelelor de apă + „substanţa B", după împuşcare.

Curăţirea fronturilor împuşcate la înaintări s-a realizat la interval de circa 5 minute, atît pentru gaze, cît şi pentru praf.

Din acest punct de vedere, rămîne de realizat : un sistem de acţionare de la distanţă a dispozitivului de pulverizare, realizarea unei presiuni corespunzătoare dispozitivului de pulverizare şi precipitarea rapidă a ceţei provenite din pulverizare.

Datele prezentate aici sînt de mare însemnătate şi trebuie verificate în continuare prin noi experimentări.

Factorul caracteristic şi esenţial al suspensiei coloidale de „substanţă B" în direcţia reţinerii particulelor de praf este puterea ridicată de umectare a acesteia. În secundar, datorită injectării sub presiune a lichidului de foraj tratat, se formează la gura găurii de mină o perdea aerosolică protectoare, care nu lasă particulele de praf să se răspîndească în locul de muncă.

In „Revista minelor" nr 8/1957, la pag.357, cap. II al articolului „Contribuţii la combaterea silicozei în Valea Jiului", se găsesc date cu privire la normele internaţionale admise asupra periculozităţii prafului de mină.

Rezultatele obţinute cu „substanţa B" se situează sub cele mai exigente norme.

Extinderea utilizării „substanţei B" poate avea loc şi în alte ramuri industriale ca : ceramică, materiale refractare, metalurgie etc.

Costul „substanţei B" este relativ ieftin, circa 0,20 lei/kg, iar livrarea se va putea face de către Întreprinderea Minieră Cluj.

Faţă de însemnătatea problemei, extinderea experimentării în toate minele metalifere şi carbonifere (pentru lucrările miniere în steril) se impune ca absolut necesară.

Aceste experimentări trebuie pregătite şi conduse de către un colectiv competent şi autorizat, din care nu trebuie să lipsească autorii „substanţei B".

De asemenea, este indicat ca utilizarea bentonitei de Valea Chioarului — în cazul cînd problema de faţă va lua extindere — să se facă preferenţial, lăsîndu-se la o parte beneficiarii care vor putea utiliza şi alte bentonite din ţară.

În felul acesta, putem afirma că primul pas pentru combaterea cu mare eficienţă a silicozei în subteran a fost făcut, deschizîndu-se un orizont nou, pentru care colectivul din Cluj şi cei care l-au ajutat în timpul experimentărilor au merite deosebite.

Transportul cu banda-covor în abataje cu front lung la stratele subțiri de cărbune cu înclinare mică

Ing. A. Beraru

Una dintre operațiile fluxului tehnologic al înaintării abatajelor, în special în zăcămintele de cărbune constînd din strate subțiri, care frînează creșterea vitezei de înaintare, este transportul în abataj.

Problema mecanizării transportului în abataje cu front lung a fost rezolvată rațional pentru stratele cu grosimi mai mari de 0,80 m. În astfel de abataje, transportul a fost asigurat cu transportoare cu raclete sau cu scocuri fixe și oscilante. Nu la fel se poate spune însă despre mecanizarea transportului în abatajele cu front lung, care exploatează strate subțiri cu grosimi de 0,40—0,50 m. și cu înclinare mică ($< 10^0$).

Transportul pe astfel de abataje se face, de obicei, manual, cu scocuri pitice fixe sau oscilante, în funcție de înclinarea stratului, cum și cu screpere cutii cu capacitatea maximă de 120 kg.

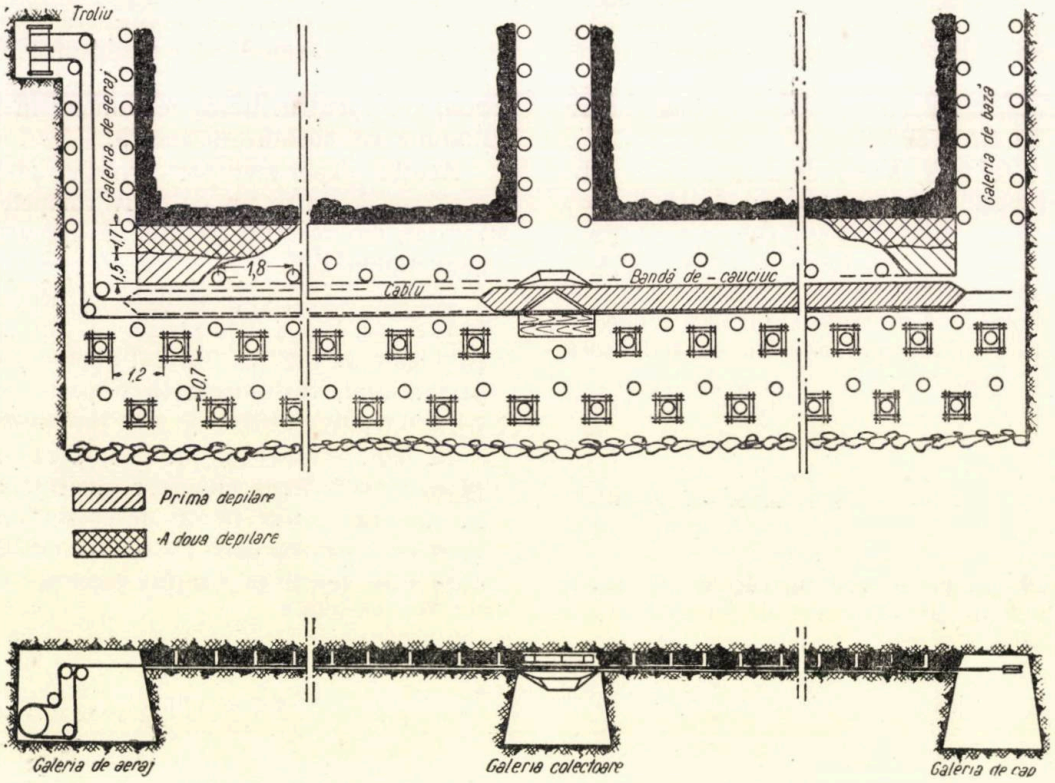


Fig. 1. Folosirea benzii-covor la două abataje conjugate.

Transportul în abataje cu scocuri prezintă o serie de dezavantaje, și anume:

— scocurile se defectează foarte ușor și din cauza lipsei pieselor de schimb se produc dese întreruperi în producție;

— din cauza înălțimii reduse a abatajelor, scocurile nu se pot încărca la capacitatea lor normală;

— mutarea scocurilor dintr-un culoar în altul, o dată cu înaintarea frontului, este o operație greu de executat din cauza înălțimii reduse a abatajului și a greutății utilajului.

Înlăturarea neajunsurilor menționate, cum și a celor ivite, în cazul transportului manual, s-a obținut prin introducerea transportului cu banda-covor, studiat și propus de către colectivul de ingineri: Rudolf A. și Beraru A. din D.G.L.H.

Transportul cu banda-covor

Sistemul propus constă în folosirea, pentru transportul cărbunelui în abataj, în locul scocului sau al screperului cu cutie, a unei benzi de cauciuc de 600—700 mm lățime și a cărei lungime este ceva mai mare decît lungimea frontului.

Banda de cauciuc se așterne direct pe vatra abatajului, imediat după trecerea havezei pe culoarul acesteia și paralel cu frontul.

Se pot ivi două cazuri, și anume:

a) cînd exploatarea se face cu două fronturi conjugate, producția fiind colectată pe o galerie colectoare mediană și

b) cînd exploatarea se face cu un singur front de abataj.

Cazul a) În cazul folosirii metodei de exploatare cu abataje conjugate, cu frontul pe înclinare și înaintare direcțională, transportul cu banda-covor de cauciuc apare mai rațional, deoarece banda deservește succesiv ambele fronturi (fig. 1).

În acest caz, lungimea benzii este cu 2—3 m mai mare decît lungimea unei aripi.

Cele două capete ale benzii sînt tăiate în unghi și întărite prin nituirea unor plăci de tablă de formă triunghiulară. Ele sînt legate de cablurile unui troliu de screper cu doi tamburi.

Troliul este așezat într-o nișă executată în galeria de cap (aeraj) a abatajului și înaintea frontului, evitîndu-se astfel menținerea galeriei în surpătură.

Unul dintre capetele cablului de pe tamburul troliului de screper, după ce înfășoară două molete, este legat la unul dintre capetele benzii. Celălalt capăt al cablului de la al doilea tambur, după ce înfășoară două molete, este întins pe toată lungimea celor două fronturi, paralel cu banda de cauciuc, înfășoară la extremitatea celui de-al doilea abataj o altă moletă și se leagă la cel de-al doilea capăt al benzii de cauciuc.

Prin acționarea troliului, datorită sistemului de legare arătat, banda se poate mișca de-a lungul frontului într-un sens sau în altul, adică alternativ în dreptul uneia dintre cele două aripi.

Trecerea benzii de cauciuc peste galeria colectoare dintre cele două aripi ale abatajului se face peste un pod de lemn, prevăzut cu o gură de descărcare și, respectiv, cu niște razuri care evacuează cărbunele de pe bandă.

Razurile constituie niște pereți din scînduri așezați sub un unghi față de direcția de mișcare a benzii.

Unghiul dintre cele două razuri este de 90°.

Partea inferioară a razurilor este ceva mai sus de banda de cauciuc și este căptușită cu cauciuc, în așa fel încît la mișcarea benzii aceasta din urmă să nu se frece de scîndură.

După cum s-a arătat, lungimea benzii-covor trebuie să fie mai mare decît lungimea frontului, astfel că unul dintre capetele benzii să rămînă totdeauna de cealaltă parte a galeriei de colectare și, deci, a dispozitivului de descărcare; aceasta, pentru a se evita eventualele înțepeniri ale benzii în dreptul razurilor la mișcarea ei într-o parte și în alta a galeriei de colectare.

După depilarea cărbunelui pe o aripă, acesta se încarcă direct pe bandă. Banda se pune în mișcare trecînd pe aripa cealaltă a abatajului și, în același timp, prin intermediul dispozitivului de descărcare, cărbunele de pe ea se descarcă în utilajul de transport (vagonete sau de preferință transportoare) din galeria de colectare.

Încărcarea se face apoi pe aripa cealaltă, după care banda se trece din nou pe aripa inițială. Cursa se repetă pînă la terminarea transportului întregii cantități de cărbune de pe cele două aripi. În felul acesta, banda lucrează succesiv pe ambele aripi și nu va funcționa niciodată în gol.

După fiecare înaintare corespunzătoare unui ciclu, banda — împreună cu podul și cu dispozitivul de descărcare de pe acesta — trebuie mutată pe noul culoar de transport.

În general, pentru aplicarea sistemului de transport cu banda-covor, se poate folosi o bandă uzată provenită de la transportoarele cu bandă, putîndu-se utiliza chiar bucăți de bandă vulcanizate sau prinse între ele cu cleme.

Mutarea benzii se poate face fie înfășurată și așezată pe podul de susținere și descărcare de pe galeria de colectare, fie trăgîndu-se cu troliul de pe o aripă a abatajului pe cealaltă, însă pe noul culoar de transport.

Cazul b) În cazul cînd exploatarea zăcămîntului se face cu abataj cu front lung cu o singură aripă, transportul cu banda-covor devine mai simplu, însă — totodată — se reduce capacitatea de transport a benzii, deoarece la fiecare transport al acesteia se va face un drum înapoi în gol.

În cazul folosirii benzii pentru o singură aripă, se exclude necesitatea podului şi a dispozitivului de descărcare, astfel încît mutarea întregului dispozitiv de transport după fiecare înaintare apare mult mai simplă.

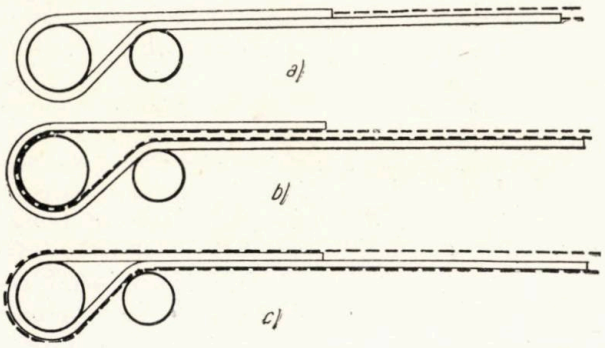


Fig. 2. Modul de prindere a benzii de cablu : *a* — cablu legat la capete; *b* — cablu dedesubtul benzii; *c* — cablu deasupra benzii.

Banda deversează cărbunele de pe ea direct în vagonete sau, de preferinţă, pe transportorul din galeria de colectare.

Pentru a nu supune banda la eforturi de întindere, mai ales în cazul abatajelor cu lungime mare de front, banda se va prinde deasupra sau dedesubtul cablului de tracţiune astfel ca banda propriu-zisă să servească numai ca mijloc de transport. În consecinţă, prinderea benzii de cablu se poate face în trei feluri, după cum se vede în fig. 2. Descărcarea se poate realiza după cum urmează:

La capătul de deversare, banda se înfăşoară pe un dispozitiv cu tambur de 250—300 mm diametru şi apoi pe unul de diametru mai mic şi se întoarce tot pe culcuşul stratului, sub ramura încărcată a benzii (fig. 3).

Un alt sistem de descărcare a benzii este cel descris în cele ce urmează: la capătul de deversare banda se înfăşoară pe un tambur cu diametrul de minimum 300 mm (fig. 4). Sistemul prezintă dezavantajul că, după înfăşurarea celor 50 m de bandă pe tambur, diametrul acestuia atinge circa 1 m, ceea ce impune mărirea profilului galeriei de colectare.

Avantajele rezultate din folosirea transportului cu banda-covor sînt:

— mărirea capacităţii de transport şi a capacităţii de producţie a abatajului;
— creşterea productivităţii muncii;
— securitatea muncitorilor şi a abatajului;
— avantaje din punct de vedere economic.

Primele încercări cu banda-covor s-au făcut în 1956, la mina Ticu de la E. M. Şorecani, într-un abataj cu o singură aripă cu frontul de 50 m.

Rezultatele satisfăcătoare obţinute au confirmat folosirea acestui sistem de transport, astfel încît încercările au fost reluate în 1957 la I. M. Comăneşti.

Sistemul de transport cu banda-covor la I. M. Comăneşti a fost introdus cu titlu de încercare în aprilie 1957 la mina Asău, în abatajul nr. 24, plasat în stratul Coroban (fig. 5), avînd următoarele caracteristici:

— abataj cu front lung cu galeria de cap şi galeria de bază cu profil poligonal în perfectă stare de funcţionare;

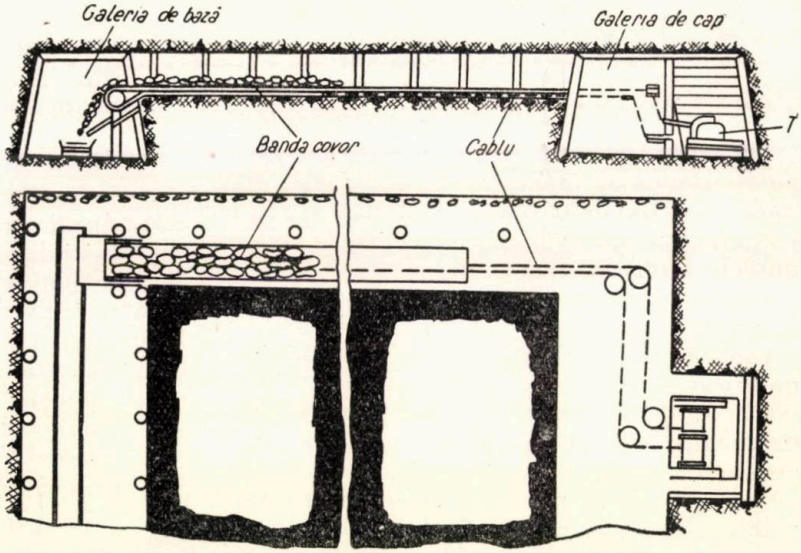


Fig. 3. Folosirea benzii-covor în cazul abatajului cu o singură aripă.

— lungimea frontului abatajului: 30 m.
— înclinarea stratului: 5—7°;
— grosimea stratului 0,30—0,40 m.

Înainte de introducerea benzii-covor, eva-

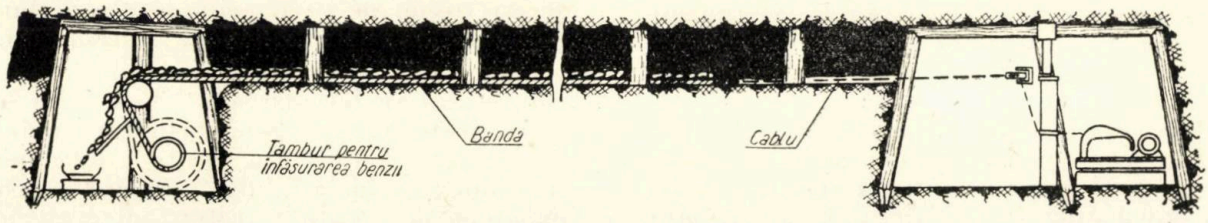


Fig. 4. Modul de descărcare a benzii cu tambur la capătul de descărcare.

cuarea cărbunelui din abatajul de mai sus se făcea manual, cu ajutorul unei lăzi, care după încărcare era trasă pe vatră tot manual de către un vagonetar, pînă la galeria colectoare. După descărcare, lada goală era trasă la încărcat de către unul dintre tăietori care îşi pierdea cam 80% din timpul său pentru operaţia de aducere şi de încărcare a lăzii.

introducerea sistemului de transport cu banda-covor, cărbunele tăiat era lopătat din om în om pînă la lada care se încărca. Ţinînd seama de înălţimea foarte redusă a abatajului (0,30—0,50 m), operaţia de lopătare şi de încărcare era foarte greu de executat. Prin introducerea noului sistem, fiecare tăietor încarcă cărbunele din dreptul său direct pe bandă.

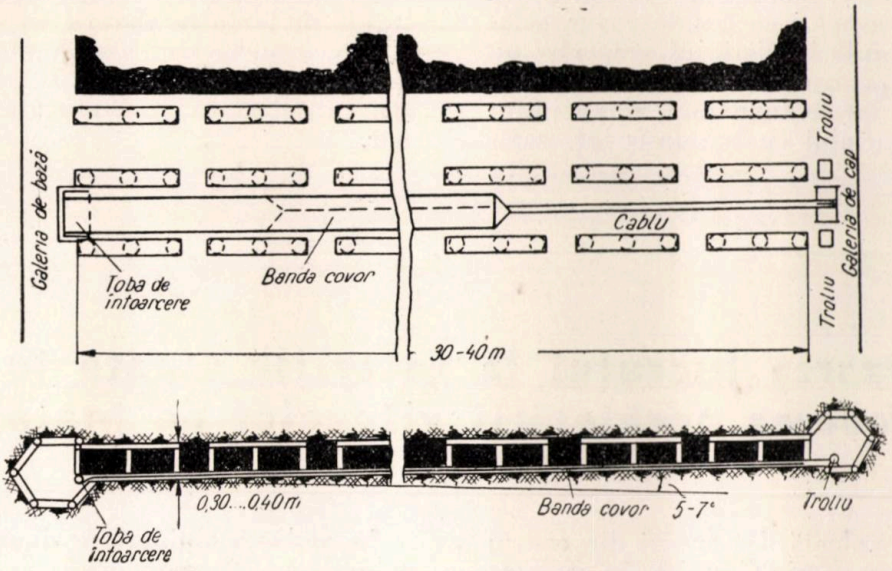


Fig. 5. Banda-covor folosită în abatajul nr. 24 de la mina Asău.

Deoarece capacitatea lăzii era mică, timpul pentru evacuarea cărbunelui era foarte lung, necesitînd totodată depunerea unui efort fizic mare. Intr-un astfel de abataj, nu puteau fi plasaţi mai mult de trei tăietori.

Pentru eliminarea eforturilor fizice, cum şi pentru mărirea capacităţii de producţie a abatajului prin plasarea unui număr mai mare de oameni, în prezent pentru evacuarea cărbunelui din abataj s-a introdus transportul cu ajutorul benzii-covor.

Dispozitivul de transport folosit constă în :

— o bandă de cauciuc recuperată de 37 m lungime, 0,650 m lăţime şi 12 mm grosime;

— două trolii mici de 5,5 kW şi 1450 rot/min, pentru acţionarea benzii în lipsa unui troliu de screper cu doi tamburi ;

— viteza de mişcare a benzii acţionate de troliu a fost de 0,4 m/s;

— pentru descărcare, s-a folosit la capătul benzii o rolă cilindrică de 0,80 m lungime şi 0,15 m diametru, montată pe un cadru metalic pe două lagăre cu rulmenţi ;

— ramura plină (încărcată) a benzii alunecă în timpul descărcării peste ramura goală.

După introducerea sistemului de transport cu banda-covor, s-au înregistrat avantaje importante, şi anume :

— Reducerea simţitoare a efortului fizic depus de vagonetari şi de tăietori ; înainte de

— Mărirea capacităţii de producţie a abatajului, putîndu-se plasa zece oameni pe întreaga lungime a frontului, faţă de 3—4 cîţi se puteau plasa înainte. Prin aceasta, considerînd numai două schimburi productive pe zi şi o normă de 0,8 t/post, s-a realizat o producţie zilnică în abataj de 16,48 t, faţă de 9,75 t/zi, cît se obţinea înainte în trei schimburi productive. Ca o consecinţă a măririi capacităţii de producţie a abatajului, s-a mărit şi viteza de înaintare a frontului şi, deci, s-a redus pericolul de intrare în presiune a abatajului.

— Transportul lemnului necesar susţinerii abatajului se făcea, de asemenea, prin trecerea lemnului de la om la om, necesitînd pentru această operaţie circa 20 de minute, pentru fiecare lemn. În prezent, aducerea lemnului la locul de muncă se face pe banda-covor, operaţie care durează numai 2—3 minute.

— Faţă de transportul cu scocuri oscilante pitice, care — din cauza condiţiilor de lucru în stratele subţiri — au o capacitate de transport mult redusă, reputînd fi încărcate la capacitatea lor maximă, banda-covor, fiind montată chiar pe vatră, are o capacitate de transport mai mare, putînd fi încărcată mai bine. Totodată, pe bandă se poate transporta în sus sterilul necesar rambleierii.

— Mutarea benzii se face într-un timp foarte scurt, necesitînd doar 1,5 ore, fiind necesari pentru această operație patru oameni.

— O dată cu ușurarea muncii și a măririi capacității de transport în abataj, crește și randamentul cu circa 10%, dînd — totodată — posibilitatea unui cîștig mai mare atît pentru vagonetari, cît și pentru tăietori. Astfel, în aprilie 1957, înainte de introducerea sistemului de transport cu banda-covor, salariile medii obținute la abatajul respectiv au fost de 804 lei pentru tăietori și 603 lei pentru vagonetari, iar în luna mai, după introducerea transportului cu banda-covor, salariul tăietorilor s-a mărit la 1320 lei/lună, iar al vagonetarilor — la 990 lei/lună.

Avînd în vedere avantajele tehnice și economice obținute prin introducerea transportului cu banda-covor, I. M. Comănești pregătește în prezent condiții pentru introducerea acestui sistem de transport la încă două abataje, tot la mina Asău.

De asemenea la E. M. Șorecani, unde condițiile de lucru în abataje în ce privește grosimea stratelor sînt asemănătoare cu cele de la Comănești, se fac lucrări pregătitoare pentru introducerea transportului cu banda-covor.

Organizarea lucrului la galeriile săpate în steril în vederea accelerării vitezelor de înaintare

Ing. Vîclea Sabin

Ca răspuns exploatărilor surori din cadrul Trustului Minier (Herja-Cavnic), în vederea accelerării vitezelor la lucrările de înaintare și în urma recomandărilor recentei consfătuiri a secției de mine din cadrul filialei ASIT Baia-Mare, și la exploatarea minieră „Petre Gheorghe" a fost organizată între 9 septembrie și 8 octombrie 1957, deci numai într-o lună, o înaintare accelerată spre filonul III Alexandru, orizontul 187, în vederea deschiderii pentru exploatare a filoanelor IX, VIII și III Alexandru, cu obiectivul de a depăși 100 m într-o lună.

De viteza cu care se vor executa asemenea lucrări va depinde, în cea mai mare parte, asigurarea producției minei, cunoașterea mai completă a zăcămîntului situat în această zonă și în adîncime, cum și o serie de alte avantaje în direcția îmbunătățirii condițiilor de muncă.

Din practică se știe că obținerea unui rezultat bun la asemenea lucrări depinde de felul cum sînt organizate operațiile de săpare. Înaintarea rapidă a fost precedată de operațiile prealabile de pregătire (aprovizionarea cu materialele și utilajul necesar, alcătuirea echipelor de mineri și includerea în aceste echipe a elementelor tinere etc.), iar colectivul de tehnicieni și ingineri, în colaborare cu membrii echipelor, a stabilit că pentru depășirea a 100 m trebuie asigurată lunar realizarea a două atacuri pe schimbul de opt ore.

În vederea obținerii a două împușcări pe schimb, s-a ajuns la concluzia ca desfășurarea muncii să se facă pe baza graficului ciclic, care contribuie la înlăturarea pierderilor de producție și respectarea strictă a disciplinei în muncă (absențe nemotivate, întîrzieri, plecarea înainte de vreme, părăsirea locului de muncă pentru un timp oarecare) care are urmări asupra rezultatelor muncii întregului colectiv și duce la nerealizarea ciclului.

Au fost organizate trei echipe a patru muncitori de fiecare echipă, sub conducerea minerilor fruntași Sandor Gheorghe, Malina Gheorghe și Bud Ioan II, iar conducerea lucrărilor pe schimburi a fost încredințată tovarășilor tehnicieni Popa Ioan, Buteanu Mircea și Vereș Alexandru. Conducerea tehnică a lucrării tov. ing. Vîclea Sabin.

Scopul acestei galerii transversale săpate în steril va fi asigurarea transportului minereului produs din exploatarea filoanelor susamintite, situate în această zonă. Transportul minereului și al materialelor s-a preconizat să se execute mecanic cu locomotive.

Formațiile geologice întîlnite au fost roci de categoria a doua, a treia și spre sfîrșit a patra (după clasificarea făcută de D.G. M.M.N.), formate din tufuri andezitice și din brecii dacitice, la circa 25 m, de la începerea lucrării a fost traversat filonul IX, iar la circa 31 m, filonul VIII cu o grosime de 2 m.

Profilul galeriei este de 5,83 m², cu panta corespunzătoare specificului acestei lucrări

de 5‰; galeria nu este susținută. Pentru acest profil, se perforează simultan cu două perforatoare 14 pînă la 19 găuri. Perforarea găurilor se execută mecanizat cu ajutorul perforatoarelor de 23 kg de fabricație „Independența" Sibiu, susținute pe suporturi telescopice. Perforajul umed era asigurat prin injecție axială de apă. Sfredelele folosite la începutul lucrării, cînd s-au străpuns formații de rocă de categoria a II-a, au fost armate cu aliaje dure, iar în roca de categoria a III-a și a IV-a s-au întrebuințat sfredele obișnuite de mină făcute din oțel carbon.

S-au perforat găuri pentru ruperea șimburelui conic, găuri ajutătoare și de profilare.

Împușcarea se execută electric într-o ordine bine stabilită, folosindu-se capse electrice cu întîrziere. Darea focului se făcea de la distanță din adăpost, cu ajutorul explozorului.

Încărcarea materialului împușcat se execută mecanizat cu mașini de încărcat de tip sovietic P.M.L. 3 și tip Unic. Burarea găurilor s-a făcut manual cu buraj preparat dinainte din lut. S-a folosit parțial și burarea cu nisip.

În vederea asigurării evacuării gazelor de explozie s-a aplicat aerarea parțială, cu un ventilator electric de 5, 5 CP și cu tuburi de aeraj de 400 mm ; de asemenea a fost folosit și un pulverizator (aer cu apă) pentru combaterea prafului produs prin explozie și a gazelor de explozie.

Acestea sînt operațiile principale care se executau într-un ciclu, iar succesiunea lor în timp este redată în ciclogramă. Pentru executarea a două cicluri pe schimb de opt ore (6 cicluri pe 24 ore), durata fiecărei operații, determinată prin calcul și apoi cronometrată la locul de muncă, a fost respectată cu stricteță, deoarece orice decalare între operații avea ca rezultat prelungirea ciclului, deci reducerea acestora ca număr. Minerii din echipe au cunoscut fiecare atribuțiile lor și durata fiecărei operații, astfel încît cele 240 de minute cît durează un ciclu de 4 ore să fie folosite just și la maximum posibil.

Tabela 1

Realizările lucrărilor de înaintare rapidă

Ziua	Locul de muncă	Efectiv scriptic	Efectiv prezent	Duritatea rocii	Schimburi prestate	Perforatoare în funcție	Cicluri realizate			Total cicluri	Înaintarea realizată				Găuri perforate		Înaintarea cumulată	Posturi prestate cumulat
							Sch. I	Sch. II	Sch. III		m post	m sch.	m ciclu	m zi	buc.	m		
0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
9	Transv. Fil. III Alex.	10	10	Cat. II-III	3	3	1	1	1	3	0,39	1,30	1,3	3,9	52	75	3,9	10
10	„	10	10	„	3	3	1	1	1	3	0,34	1,13	1,13	3,4	51	75	7,3	20
11	„	9	9	„	3	3	1	1	1	3	0,40	1,20	1,2	3,6	49	70	10,9	29
12	„	9	9	„	3	3	1	1	1	3	0,42	1,26	1,26	3,8	51	63	14,7	38
13	„	9	9	„	3	3	1	1	1	3	0,38	1,13	1,13	3,6	38	53,8	18,1	47
14	„	9	9	„	3	3	1	1	1	3	0,41	1,23	1,23	3,7	32	34,5	21,8	56
16	„	12	11	„	3	5	2	1	1	4	0,32	1,17	0,875	3,5	40	42	25,3	67
17	„	12	11	„	3	3	1	1	1	3	0,30	1,10	1,10	3,2	33	34,3	28,6	78
18	„	12	11	Cat. III-IV	3	4	1	1	1	3	0,29	1,07	1,07	3,2	32	32,9	31,9	89
19	„	12	11	„	3	4	1	1	1	3	0,30	1,10	1,0	3,3	38	41	35,1	100
20	„	12	11	„	3	5	1	1	2	4	0,336	1,23	0,925	3,7	60	56	38,8	111
21	„	12	11	„	3	6	2	1	2	5	0,40	1,47	0,88	4,4	69	68,8	43,2	122
23	„	12	12	„	3	6	2	2	2	6	0,44	1,77	0,885	5,3	94	94	48,5	134
24	„	12	12	„	3	6	2	2	2	6	0,50	2,00	1,0	6,0	80	80	54,5	146
25	„	12	12	„	3	6	1	1	1	3	0,275	1,10	1,1	3,3	57	53	57,8	158
26	„	12	12	„	3	3	1	1	1	3	0,275	1,10	1,1	3,3	37	38	61,1	170
27	„	12	12	„	3	5	1	2	2	5	0,47	1,86	1,12	5,6	64	79	66,7	182
28	„	12	12	„	3	4	1	2	1	4	0,365	1,46	1,10	4,4	56	69	71,1	194
30	„	12	12	„	3	6	2	2	2	6	0,51	2,04	1,02	6,1	74	78	77,2	206
1	„	12	12	„	3	6	1	1	2	4	0,334	1,33	1,0	4,0	51	66	81,2	218
2	„	12	12	„	3	6	1	2	2	5	0,392	1,57	0,94	4,7	67	75	85,9	230
3	„	12	12	„	3	5	1	2	2	5	0,432	1,73	1,04	5,2	69	82,6	91,10	242
4	„	12	12	„	3	6	1	1	2	4	0,405	1,62	1,21	4,85	55	61,4	95,95	254
5	„	12	12	„	3	6	1	2	2	5	0,46	1,95	1,13	5,55	68	72,5	101,50	266
7	„	12	12	„	3	6	2	2	2	6	0,545	2,00	1,0	6,00	74	76	107,50	277
8	„	12	12	„	3	6	2	2	2	6	0,47	1,97	0,94	5,60	72	70	113,10	289
	Total: 289									108					1463	1641		

Consum de explozivi lunar kg 810,70
Consum specific de explosiv = 810,70
Volumul lucrării = 113,1 × 5,83 = 659,37m³

659,37 = 1,22 kg/m³

Baia Mare, la 11 X. 1957

Din tabela 1, care cuprinde realizările zilnice obținute de echipele de la înaintarea rapidă, se desprind următoarele:

Pînă la data de 20 a lunii respective, deci după 11 zile de la începerea lucrării (prima decadă), s-a realizat cîte un ciclu în fiecare schimb, iar viteza de înaintare pe ciclu a variat între 1,07 și 1,3 m. La aceste rezultate slabe a contribuit în mare măsură lipsa de experiență și neobișnuința unora dintre elementele tinere introduse în echipele de înaintare, ca tov. Barlea Simion, Ilban Ioan și Pop Vasile al lui Ioan, tineri care începînd cu decada a doua au corespuns apoi întru totul, fapt ce se oglindește în rezultatele obținute în această decadă, cînd s-a realizat cu 15 cicluri mai mult decît în decada I. In decada a II-a și ultima perioadă, pînă la încheierea lucrării, activitatea echipelor de la înaintarea rapidă a fost stînjenită :

— de deficiențe de ordin tehnic, cauzate prin lipsa energiei pneumatice ce s-a datorat defectării compresorului Reșița (în schimbul III energia pneumatică pentru înaintarea rapidă era furnizată de compresorul Skoda de 54 m³/min) ;

— de lucrările de adîncirea pompei în puțul II Sofia, colivia fiind ocupată de mai multe ori, fapt pentru care s-a dus lipsa de vagonete basculante goale ;

— de transportul de minereu ce se făcea în trei schimburi pe orizontul 187, ce a constituit un impediment pentru primirea vagonetelor basculante la timp :

— de distanța mare de transport din ultima perioadă a vagonetelor încărcate cu steril din front și pînă la rampa puțului II Sofia, distanță ce depășește 130 m.

Tot din tabela 1 rezultă că cele mai multe cicluri au fost realizate în schimbul de noapte, cînd în mina Săsar era un singur front de lucru de „înaintare rapidă" și, deci, deficiențele în nerealizarea vreunui ciclu erau reduse, față de schimbul I și II.

Un ajutor prețios în obținerea acestor rezultate a fost acordat de către organizația de bază P.M.R. de la mina Săsar, prin tov. Braica Alexandru, și de muncitorii veterani care au lucrat la aceste lucrări.

Lucrarea a fost controlată aproape zilnic de tov. ing. șef Benedek Paul și tov. ing. Crăciun Francisc, de la care s-au primit și îndrumările tehnice necesare.

Sînt mai greu de evidențiat individual minerii echipei, deoarece toți au muncit cu deosebită însuflețire la această lucrare cu care se pot mîndri. Lozinca lor a fost „două cicluri pe schimb, 6 m pe 24 ore".

Cu toate că rezultatele lor au fost afectate, în parte, de deficiențele arătate anterior, la lucrările de recepționare ce au avut loc în ziua de 9 octombrie 1957, schimbul I în prezența delegațiilor Trustului Minier și a conducerii Exploatării Miniere Petre Gheorghe, au fost măsurați 113,1 m galerie (pe lună).

Pregătirea și exploatarea lignitului din bazinul Cîmpulung

Ing. Ciucă Dumitru

Importanța economică a bazinelor de lignit a crescut o dată cu dezvoltarea tot mai mare pe care a luat-o în țara noastră industria electrificării și politica de conservare a materialului lemnos.

Cerința tot mai mare de cărbune, adîncimea la care au ajuns minele vechi și tendințele tot mai pronunțate de sistematizare și mecanizare a lucrărilor de extragere a cărbunelui au pus probleme noi inginerilor, tehnicienilor și minerilor pentru a scoate cît mai mult și cît mai ieftin.

Directivele ultimului Congres al P.M.R. arată că creșterea producției trebuie bazată pe creșterea productivității omului și a mașinilor.

Urmărind desfășurarea lucrului în trecut la minele de lignit din bazinul de cărbuni Cîmpulung, reținem cîteva aspecte interesante în obținerea concluziilor pentru preconizarea celor mai raționale metode de pregătire și de exploatare a cărbunelui din acest bazin. În cele ce urmează, mi-am propus să analizez una dintre problemele mult frămîntate în acest bazin, și anume pregătirea și exploatarea, care la data actuală, prin mijloacele de care dispunem, poate îmbunătăți substanțial procesul de producție. Am împărțit această expunere în scurt istoric, metode noi și concluzii.

Scurt istoric

Exploatarea lignitului a început în jurul Cîmpulungului cu puțin înainte de anul 1900. Exploatarea s-a făcut cu plane înclinate săpate din afloriment, în jurul cărora s-a

extins apoi rețeaua de galerii, în lungime de 400—500 și chiar 1000 m.

In general, toate gurile de mină fiind așezate în apropierea apelor curgătoare, minele nu au avut în lucru decît cîmpuri miniere cu o singură aripă.

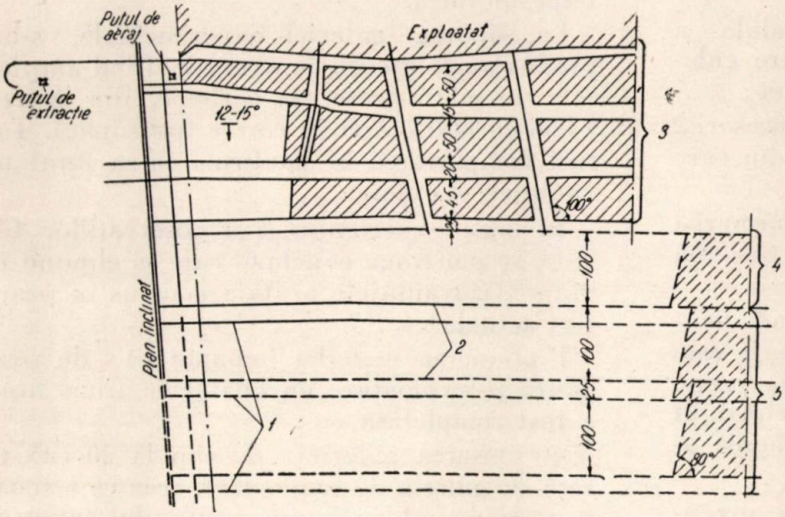


Fig. 1. Schița minei cu noile metode de pregătire și exploatare: *1* — galeria de cap și transport cu ½ profil în acoperiș; *2* — canal cu prefabricate de beton cu diametrul de 25 cm, plasat în spatele frontului; *3* — cum s-a pregătit și exploatează (pierderi din rezervă 30—40%, pregătit 80 t/m de galerie); *4* — abataj cu front lung de 100 m în pregătire (pierderi din rezervă 15% — pregătit 125 t/m galerie); *5* — cum se propune a se pregăti și exploata (pierderi din rezervă 0% — pregătit 125—150 t/m galerie).

Împărțirea cîmpului minier, pregătirea, s-a făcut prin galerii săpate la 30 m, legate din 50 în 50 m, cu suitori. Săparea acestor lucrări s-a executat în zăcămînt. Susținerea pînă la o adîncime de 50—60 m era în lemn cu cadre trapezoidale deschise, plasate în cîmpuri, iar în aval cu cadre trapezoidale complete sau cu cadre poligonale cu opt laturi plasate în desime.

Exploatarea s-a făcut prin metoda cu camere pe înclinare cu o pierdere de cărbune în zăcămînt de peste 50%. Prin această metodă, prin lipsa oricărui fel de mecanizare și goana după cîștig cît mai mare a societăților ce au patronat această exploatare, s-a degradat zăcămîntul în zona de afloriment, lăsîndu-l fără protecție contra infiltrațiilor de apă de la suprafață, încît unele dintre minele actuale rezultate din extinderea vechilor mine suferă inundații o dată cu topirea zăpezii sau în anotimpurile ploioase.

Gurile vechi de mine, în general plane înclinate, au fost mereu prelungite în adîncime pînă în jurul a 1000 m lungime pe înclinarea stratului (10°—15°) de la care nu s-au mai putut prelungi, extracția fiind serios gîtuită de transportul la zi al producției.

Această stare de lucruri, susținută de o totală nepăsare față de viitorul acestor mine, a continuat pînă în 1945—1947, cînd prin naționalizarea acestor mine, sau scoaterea lor de sub administrația vechilor societăți, s-a trecut treptat spre experimentarea altor metode de exploatare, spre introducerea micii mecanizări, spre sistematizarea deschiderilor și a pregătirilor.

Metode noi de pregătire și exploatare

După anul 1947, minele din acest bazin în cadrul Sovromurilor și din 1953 ca întreprinderi ale M.I.C., au făcut față unei producții mărite de la an la an, datorită utilajului cu care au fost dotate, generalizării micii mecanizări, sistematizării deschiderilor, pregătirilor și noilor metode de exploatare aplicate.

Am arătat de la început că voi rezuma expunerea numai asupra lucrărilor de pregătire și a metodelor de exploatare. Începînd din 1947, s-a renunțat aproape dintr-o dată la vechile metode de pregătire și de exploatare, trecîndu-se la pregătirea de abataje cu front lung prin galerii conjugate (cap și bază). Prin fixarea limitelor între mine, lungimea galeriilor este în jurul a 500 m, iar linia de front

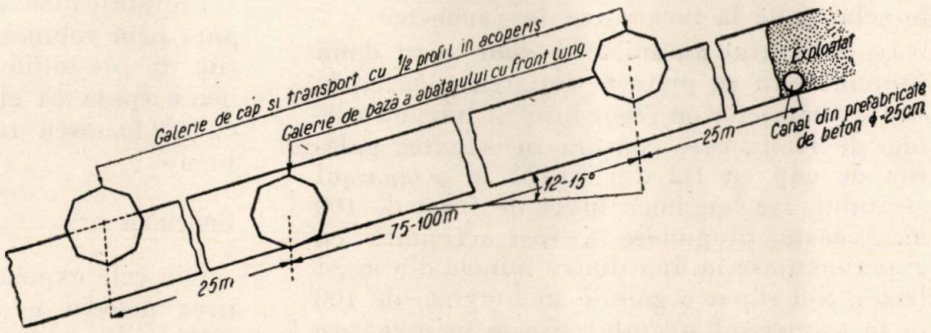


Fig. 2. Secțiune printr-un abataj cu front lung.

a abatajelor de la 30—50 m. Galeriile de pregătire sînt săpate ca și mai înainte în zăcămînt, susținute în total în lemn de profil trapezoidal și, mai ales, octogonal. Distanța între galeriile gemene este de 15—20 m. Prin aceste experimentări, s-a ajuns la generalizarea abatajelor cu front lung în toate minele, la folosirea mașinilor de havat, la folosirea transportoarelor cu raclete.

Metodele aplicate prezintă net superioritatea în exploatare, față de cele vechi, atît ca producție, productivitate, preț de cost cît și din punctul de vedere al tehnicii securității. Față de cerințele noi în minerit, însă, prezintă încă multe dezavantaje.

Aceste dezavantaje constau în :

— pierderea din rezerva exploatabilă a 40—45% în stîlpul de protecție dintre galeriile gemene, ce nu poate fi exploatată ;

— volum mare de pregătiri, fiind necesari 2 m de galerie pentru 175 t pregătite, din care 50 t nu pot fi extrase ;

— întreținerea continuă și chiar rearmarea completă a galeriei de cap după trecerea frontului de deasupra;

— nu se poate folosi efectiv, cu randamentul cel mai bun, mașina de havat, care este la data actuală indicată, potrivit experienței ce o avem pînă acum, în reducerea efortului uman, mărirea productivității și obținerea unei avansări mai mari în abataj.

După cum vedem, metoda nouă de pregătire și exploatare a lignitului din acest bazin a servit din perioada 1947 și pînă în prezent mai mult ca experimentare și aclimatizare a minerilor, despre care se poate spune că, la data actuală, posedă o înaltă calificare de lucru în abatajele cu front lung. S-au putut, de asemenea, stabili în această perioadă înclinarea cea mai favorabilă a liniei de front, lungimea abatajului, sistemele de întărire a galeriilor de cap și de bază în fața frontului, adaptarea mașinilor și a utilajului, cum și sistemul cel mai avantajos de evacuare a cărbunelui pînă la încărcarea în vagonete.

La începutul anului 1956 s-au făcut două propuneri în ce privește săparea galeriei de cap a abatajelor cu front lung și lungimea liniei de front, care constau în săparea galeriei de cap cu 1/2 din profil în acoperișul stratului, iar lungimea liniei de front de 100 m. Această propunere a fost acceptată ca experimentare la una dintre minele din acest bazin. S-a săpat o galerie în lungime de 100 m în acoperișul stratului și este în pregătire un abataj cu front lung cu linie de front de 100 m. S-a întîmplat ca unul dintre abatajele în funcțiune la aceeași mină să aibă, pe o porțiune de 150 m, o linie de front de 80 m preliminată, să fie împărțită în două și, de asemenea, din străpungerea galeriei de cap, lucrată din două puncte, la același abataj, s-a săpat o galerie de cap pe o lungime de 50—60 m, cu jumătate din profil în acoperiș.

Această situație, în care se renunță la împărțirea abatajului în două, a permis să se poată trage concluzii asupra comportării în cazul unui abataj cu linie de front de 100 m și galerie de cap cu jumătate din profil în acoperiș, sprijinind propunerea făcută pentru abataj cu linie de front dublă față de cea folosită și cu galerie de cap cu 1—1,5 m cărbune în vatră.

La săparea galeriei experimentale, s-au produs unele greșeli în execuție, fiind amplasate, în mare parte, în cărbune, din cauza zonei cu multă apă în care a fost săpată. Totuși comportarea ei confirmă întru totul avantajele scontate.

În baza experienței și a observațiilor făcute, se pot trage concluzii care să elimine în viitor dezavantajele arătate mai sus în practica actuală.

Propunerea metodei îmbunătățite de pregătire și exploatare cu abataj cu front lung a fost completată cu :

— plasarea galeriei de cap la 20—25 m față de galeria de exploatare, ceea ce o scoate total de sub influența abatajului superior în exploatare ;

— lăsarea unui canal de 1×1×1 m în surpare pe galeria de exploatare (de bază) a abatajului în exploatare. Acest canal poate fi înlocuit cu tuburi de beton cu diametrul de 25 cm și lungime de 1 m, ce se montează lîngă peretele de cărbune o dată cu avansarea abatajului. Scopul acestui canal este să servească aerării în timpul exploatării stîlpului de protecție dintre cele două galerii, o dată cu exploatarea abatajului din aval.

Prefabricatele din beton ce rămîn în surpare prin volumul mic ce-l ocupă vor fi ferite de presiunile abatajului exploatat și se poate conta că ele pot fi recuperate o dată cu exploatarea rezervei dintre galeriile conjugate.

Concluzii

Din cele expuse mai sus pentru îmbunătățirea metodei de pregătire și exploatare a lignitului din bazinul de cărbuni Cîmpulung, se pot trage următoarele concluzii :

1. Mărirea liniei de abataj la 100 m se poate aplica fiind corespunzătoare condițiilor de zăcămînt și folosirii efective a mașinii de havat și a transportoarelor pentru evacuarea cărbunelui.

2. Săparea galeriei de cap cu jumătate profil în acoperișul stratului și la 20—25 m de galeria de bază a abatajului superior are avantajul :

— scoaterii acestei galerii de sub influenţa presiunilor ce se manifestă după exploatarea abatajului superior ;

— menţinîndu-şi profilul în imediata apropiere a liniei de front, face posibilă exploatarea rezervei de deasupra acestei galerii prin prelungirea liniei de front a abatajului în funcţiune ;

— nu mai este necesară rearmarea totală a acestei galerii, ca în cazul actual, ci numai întreţinerea ei curentă.

3. Volumul lucrărilor de pregătire pentru aceeaşi rezervă se reduce pregătindu-se cu 2 m de galerie 250 t, deci cu 100% mai mult. O dată cu aceasta, se reduc cu 50% şi lucrările de întreţinere.

4. Producţia şi productivitatea cresc, pe de o parte datorită regiei abatajului, iar pe de altă parte, datorită concentrării lucrului pe o singură linie de front, la acelaşi pas de înaintare obţinut azi. Se poate conta însă pe o mărire a pasului de înaintare cu condiţia asigurării unui transport corespunzător.

5. Preţ de cost redus prin reducerea pregătirilor şi a lucrărilor de întreţinere cu 50%.

6. Pierderile de zăcămînt din rezerva exploatabilă se reduc total.

7. Pregătirea să se facă prin săparea în acelaşi timp a galeriilor gemene înlăturînd suitorile de legătură între galeria de cap şi bază, împărţirea abatajului prin suitori aducînd greutăţi la trecerea abatajului, cu pierderi a 5—10 m cărbune în fiecare parte, plus cheltuieli inutile de săpare a unui nou preabataj în faţa suitorii.

Amenajarea galeriei de cap şi pentru transport cu puncte de încrucişare a trenurilor de vagonete din 100 în 100 m, adică exact în punctul de încărcare a producţiei.

8. Evacuarea lignitului tăiat din abataj cu transportoare cu raclete cu lungimea maximă de 100 m.

9. Încărcarea producţiei în vagonet în galeria de transport (cap), prin intermediul unui transportor mic (25 m) direct în vagonete.

Corespunzător acestor pregătiri, trebuie asigurat transportul pe orizontală şi pe înclinare al minei. La data actuală, producţia cărbunelui în abataj este gîtuită la unele mine de capacitate mică de extracţie pe planele înclinate.

Îmbunătăţirea metodei de pregătire şi de exploatare la minele de lignit din bazinul Cîmpulung corespunde şi sarcinilor trasate de Consfătuirea A.S.I.T. privind aplicarea tehnicii noi şi a metodelor ştiinţifice în minerit (Bucureşti 1956).

Evacuarea apelor şi a nămolului din bazinele de colectare la exploatarea Petrila

Ing. V. Mureşan

Pe măsura creşterii adîncimii de exploatare, operaţia de evacuare a apelor provenite din rambleierea hidraulică a abatajelor, cum şi a celei de infiltraţie, devine o problemă din ce în ce mai importantă, iar în preţul de cost al cărbunelui extras, evacuarea apelor intervine cu o cifră tot mai însemnată. Aşadar, se impune imperios, pentru îndeplinirea acestui scop, necesitatea alegerii unor instalaţii cît mai corespunzătoare şi cît mai economice.

În legătură cu aceasta este şi problema evacuării nămolului, care, adus fiind mai ales de apa de rambleiere, se depune în bazinele de colectare, micşorîndu-le capacitatea. Această problemă se impune a fi tratată cu aceeaşi seriozitate ca şi precedenta, ceea ce însă, de cele mai multe ori, nu corespunde practicii.

Aşadar, în acest scop vom arăta modul cum se face evacuarea apelor şi a nămolului din bazinele de colectare la Exploatarea Petrila, care contează ca una dintre cele mai adînci mine din ţara noastră, realizările aduse pe parcurs pentru îmbunătăţirea acestor operaţii, cum şi măsurile ce trebuie luate în scopul utilizării acestor instalaţii într-un mod tehnic cît mai avansat şi, în acelaşi timp, economic.

La Exploatarea Petrila, evacuarea apelor din bazinele principale de colectare, de la începutul ei şi pînă astăzi, a trecut aproape prin întreaga gamă de instalaţii folosite în minerit în acest scop. Astfel, la orizontul *IV* (la — 145 m adîncime), s-au folosit pompe cu prăjini acţionate la suprafaţă cu abur, apoi pompe acţionate cu abur adus în puţ prin conductă pînă la staţia de

pompe. Aceste pompe au fost însă înlocuite cu pompe centrifugale din ce în ce mai perfecționate, acționate electric, care corespund debitelor mari de apă și înălțimilor mari de refulare pe care le avem astăzi. Pompele electrice au fost introduse mai tîrziu. Astfel, la orizontul *IV*, stația de pompe a fost echipată cu o pompă de 1 000 l/min și cu două pompe de 2 000 l/min,

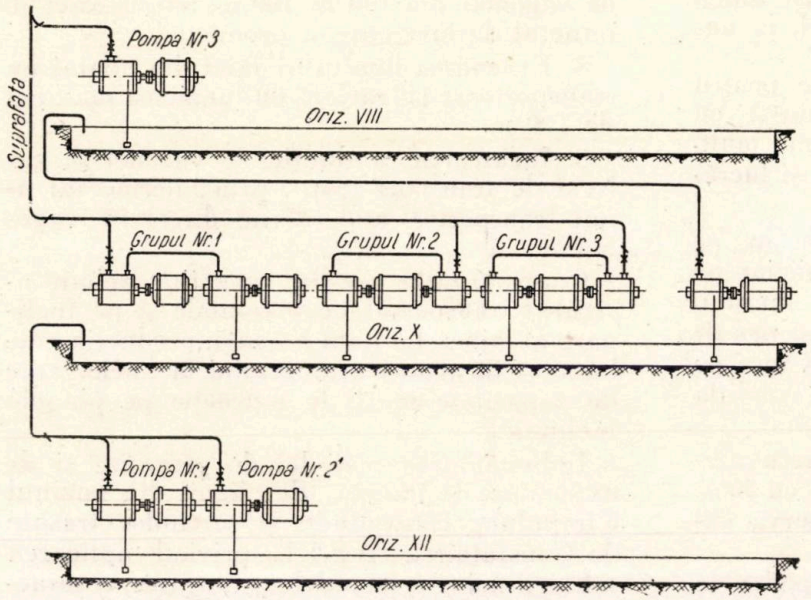


Fig. 1.

la orizontul *VI* (la — 205 m adîncime) s-au folosit trei pompe a 3 000 l/min, iar la orizontul *VIII* (la —265 m adîncime) tot trei pompe a 3 000 l/min. Acestea au fost, pe scurt, agregatele folosite în trecut la Exploatarea Petrila pentru evacuarea apelor.

In articolul de față, ne vom ocupa în mod special de agregatele care se utilizează în prezent la orizontul *X* (la —325 m adîncime) și la orizontul *XII* în pregătire (la —425 m adîncime), orizonturi la care volumul apei de rambleiere cum și al apei de infiltrație mărindu-se, evacuarea apei cere un număr sporit de agregate.

In momentul în care exploatarea stratelor de cărbune a ajuns la adîncimi mai mari, se deosebesc două situații distincte, și anume:

— primul caz, cînd pe lîngă orizontul de bază, unde se adună majoritatea apelor, se mai păstrează și orizontul superior, care încă nu s-a abandonat complet, și în același timp se află deschis un orizont inferior celui de bază, unde se adună o parte din apa de rambleiere de la abatajele începute sub orizontul de bază;

— al doilea caz, cînd orizontul superior s-a abandonat complet, rămînînd numai orizontul de bază cum și orizontul inferior în curs de pregătire.

Actuala situație a Exploatării Petrila se încadrează în prima alternativă, arătată în schița din fig. 1, urmînd însă a trece — în scurt timp — în cea de-a doua alternativă, în care va rămîne circa șapte ani, cu deosebirea numai că, în ultimii ani, majoritatea apelor se va aduna la orizontul inferior, deci stația principală și numărul de agregate maxim vor fi la acest orizont și nu la cel superior.

Situația actuală

După cum se vede din schița din fig. 1, în stația principală a pompelor de la orizontul *X*, se găsesc patru grupe de pompe a 3 000 l/min, număr stabilit pe baza datelor hidrogeologice ale minei și care corespunde normelor de securitate, asigurînd rezerva de 50% a unităților în funcțiune, plus o unitate de rezervă.

Primele trei grupe de pompe refulează direct la suprafață, adică au $H = 325$ m, iar a patra grupă refulează la orizontul *VIII*, adică are $H = 60$ m. Grupa de la orizontul *VIII* este ultima grupă din vechile pompe principale de la acest orizont și refulează direct la suprafață, ca și mai înainte. Cele două grupe de la orizontul *XII* refulează la orizontul *X*, adică au $H = 100$ m. In scurt timp, deci, echiparea stațiilor de pompe va fi, pentru început, cea arătată în schița din fig. 2.

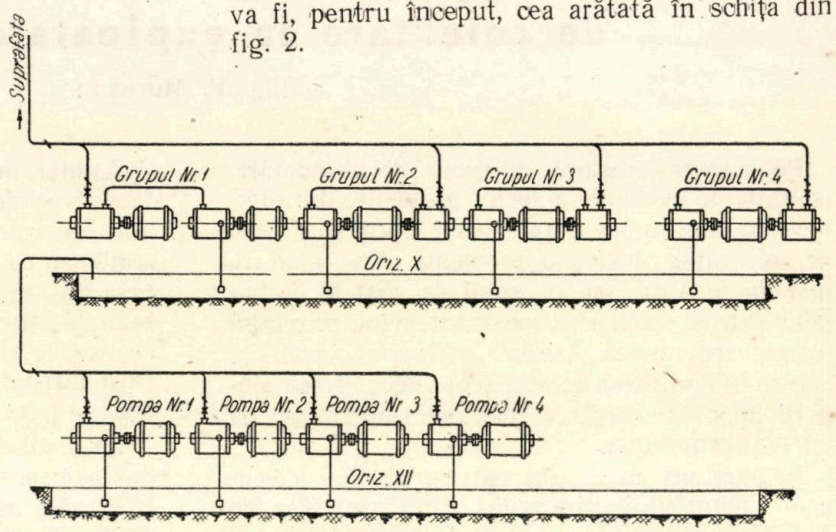


Fig. 2.

Orizontul *VIII* abandonîndu-se complet, grupa de pompe de la orizontul *X*, care au refulat la orizontul *VIII*, se va adapta în așa fel încît

grupele de pompe vor ajunge la patru şi chiar la mai multe în caz de nevoie.

Volumul apelor de infiltraţie va creşte, dar va scădea în schimb cel al apelor de rambleiere, prin introducerea rambleierii pneumatice, care se află în curs de proiectare.

*

In ce priveşte consumul de energie, ar fi — desigur — mai economic dacă pompele de la orizontul *XII* ar refula direct la suprafaţă (fig. 2). Deoarece însă, la noi în ţară, nu se fabrică încă pompe cu un astfel de debit şi cu o înălţime de refulare de peste 400 m, deocamdată se simte nevoia ca staţia de la orizontul *X* să fie păstrată ca staţie intermediară de repompare. Chiar dacă, în prezent, s-ar dispune de pompe avînd *H* peste 400 m, cînd exploatarea va coborî la orizontul *XIII*, adică la o adîncime de peste 500 m, şi nu se vor găsi pompe corespunzătoare, se va simţi nevoia păstrării staţiei de la orizontul *X*, ca staţie intermediară.

Exploatarea staţiilor de pompe în felul prevăzut prezintă avantajul că se pot folosi utilaje, atît pompe cît şi motoare, cu aparatele de pornire fabricate exclusiv la noi în ţară, ceea ce oferă o mai uşoară procurare a lor.

Situaţia arătată de literatura de specialitate străină ca fiind mai economică, şi anume de a se dirija spre acumulare toate apele de la orizonturile superioare la orizontul inferior, de unde să fie evacuate la suprafaţă, nu se recomandă a fi aplicată la specificul nostru de exploatare, decît în scurta perioadă cînd la orizontul sau la orizonturile superioare se adună un volum de apă mult mai mic decît cel care se adună la orizontul inferior, care, între timp, a devenit orizontul de bază. Dacă la orizontul superior sîntem forţaţi să menţinem în funcţiune bazinele de colectare, iar staţia de pompe a rămas cu aceleaşi echipamente de pompe, capabile să refuleze la suprafaţă, atunci este mai avantajoasă refularea apei direct la suprafaţă, decît dirijarea ei la orizontul inferior.

Grupele de pompe

Grupele de pompe de la orizontul care refulează la suprafaţă au pompele legate în serie, după cum se vede în schiţa din fig. 1. In acest caz, se deosebesc două alternative, şi anume: a) acţionarea celor două pompe legate în serie de către două motoare diferite şi b) acţionarea celor două pompe de către un singur motor, cum este cazul grupului *II* şi al grupului *III* de la orizontul *X*.

Analizînd acţionarea electrică în cazul celor două alternative, cu toate că la alternativa a II-a s-a recurs, din considerente economice — cost mai redus al motorului de 320 kW decît al celor două motoare de 200 kW şi consum de energie mai mic al unui singur motor faţă de cele două motoare la acelaşi debit de apă refulată — totuşi, practic, s-a dovedit mai rentabilă situaţia primului grup cu două pompe acţionate de două motoare diferite, şi aceasta din următoarele motive: în primul grup, se pot folosi două pompe identice, adică cu rotoarele lucrînd în acelaşi sens, pe cînd la grupul al doilea se folosesc două pompe cu rotoarele lucrînd în sens contrar, adică unul la stînga şi al doilea la dreapta. In ce priveşte piesele de rezervă, pentru ultimul grup trebuie să avem piese de ambele sensuri. Trepidaţia grupului de pompe în timpul funcţionării, în primul caz, este mult mai mică decît în al doilea caz, deci uzura elementelor pompei este mai accentuată la grupul al doilea.

La primul grup, un rulment axial la aceeaşi funcţionare se schimbă la 3—4 luni, iar la grupul al doilea la 2—3 luni. Răcirea motoarelor este cu mult mai bună la primul grup decît la motorul grupului al doilea. La aceasta se mai adaugă şi faptul că, în cazul defectării unui motor, transportul motorului de 320 kW la suprafaţă şi înlocuirea lui se fac mult mai greu decît al celui de la primul grup. Toate aceste considerente dau preferinţă utilizării primului fel de acţionare a grupelor de pompe.

In ce priveşte pompele folosite în aceste grupe, acestea sînt pompe de tip Standard, fabricate de către Uzinele de Reparaţii de Utilaj Minier din Petroşani, cu un debit de 3 000 l/min, cu şase rotoare. Prima pompă din partea de aspiraţie are cinci rotoare plus un corp orb, iar pompa de la partea de refulare are patru rotoare, plus două corpuri oarbe. Numărul acestor rotoare este suficient pentru refularea apei pînă la suprafaţa minei. In cazul cînd pompele se vor muta la un orizont şi mai inferior, iar înălţimea de refulare va fi — deci — mai mare, se vor adăuga rotoare în locul corpurilor oarbe.

Referitor la construcţia pompei, deşi comportarea ei este în general mulţumitoare, corespunzînd cerinţelor miniere, totuşi trebuie amintit faptul că întreaga presiune axială manifestată în pompă este preluată de lagărul axial, din care cauză aceasta se uzează relativ destul de repede, la 2—3 luni, după cum s-a arătat, iar costul unui astfel de lagăr este de 1 291 lei.

O construcţie îmbunătăţită în acest sens are pompa fabricată de către Uzinele „Reşiţa", cu un debit de 2 550 l/min şi cu $H = 180$ m, la care efortul axial este preluat de o bucşă cu disc, prevăzută la pompă.

Puterea motoarelor electrice, folosite pentru antrenarea pompelor menţionate, corespunde regimului de funcţionare, putînd fi verificată şi prin relaţia cunoscută, anume:

$$P = \frac{Q \cdot H \cdot \gamma}{3\,600 \times 102\,\eta},$$

în care Q este exprimat în m^3/h iar η este randamentul pompei.

Tabela 1

Echipamentele staţiilor de pompe

Locul	Pompe 1	Pompe 2	Motor	Întreruptor	Pornitor
Orizontul *VIII*	Tip. Teudolff Dietrich Q=3000 l/min H= 300 m, 7 trepte	—	Fabr. Ganz 375 C. P. 1470 rot/min 380 V 42 per	Fabr. Siemens 1000 A. 1000 V.	Reostat cu lichid
Orizontul *X* Grupa *I*	Fabrica Astra Arad	Fabrica Astra Arad	Fabr. Siemens 200 kW 5500 V. 27,6 A. 1470 rot/min 50 per.	Fabr. Siemens 5500 V. 350 A. 50 per.	Fabr. Siemens 5500 V. 200 kW 27 A.
	legate în serie Q=3000 l/min H= 370 m.		,,	,,	,,
Grupa *II*	Tip. Standard Fabr. URUM Petroşani 5 trepte	Tip. Standard Fabr. URUM Petroşani 4 trepte	Fabr. Reşiţa 435 C. P. 5500 V. 42,4 A 1476 rot/min 50 per. 3 faze în A	Fabr. Electro-Aparataj Bucureşti 5500 V. 100 A. 50 per.	Fabr. Reşiţa Tip λ Δ 5500 V 42,4 A 212 Ω
	legate în serie Q=3000 l/min H=370 m.				
Grupa *III*	,,		,,	,,	,,
Grupa *IV*	Tip. Teudolff Dietrich 4 trepte Q=3000 l/min H= 120 m.	—	Fabr. Browm-Boveri 147 kW 1470 t/min 50 per.	Fabr. Electro-Aparataj Bucureşti Cituc 1 350 A 380 V	Reostat cu lichid
Orizontul *XII* Grupa *I*	Tip. Standard Fabr. URUMP Q= 3000 l/min H= 120 m 4 trepte	—	Fabr. Electroputere Craiova 220 kW 6000 V 26,5 A 1480 t/min 50 per. cos φ 0,88	Fabr. Electro-Aparataj Bucureşti 5500 V 80 A	Autotransf. de pornire Fabr. Electroputere Craiova 6000 V 580 kVA Conexiune V 3 faze
Grupa *II*	,,	,,	,,	,,	,,
Grupa *III*	Fabr. Reşiţa Q=2550 l/min H= 180 m	In pregătire.	Fabr. Dinamo Bucureşti 150 kW 1500 t/min	Fabr. Electroputere Craiova	In pregătire
Grupa *IV*	,,	,,	,,	,,	,,

Pentru o bună exploatare a pompelor, trebuie verificat, din timp în timp, modul lor de comportare.

Pentru stabilirea debitului, se pot utiliza bazinele de la suprafaţă, unde pompa refulează.

Înălţimea de aspiraţie se stabileşte, de obicei, cu ajutorul unui manometru cu mercur, iar cea de refulare *(H)* cu un manometru cu arc, montat sub ventilul din conducta de refulare.

Puterea necesară *(N)* se stabileşte prin măsurarea cu un wattmetru sau cu un contor.

Turaţia se stabileşte cu ajutorul unui turometru, iar randamentul η se calculează prin relaţia :

$$\eta = \frac{\gamma \cdot Q \cdot H}{60 \cdot 75\, N} \quad (\gamma = \text{kg/dm}^3;\ Q = \text{dm}^3/\text{min};\ H = \text{m şi } N = \text{kgm/s})$$

Conductele

Diametrul conductelor de aspiraţie folosite la Exploatarea Petrila, pentru pompele cu debit de 3 000 l/min, este de 200 mm, al conductelor de refulare este de 150 mm, iar al conductei de refulare principală este de 300 mm. Aceste diametre sînt confirmate şi de calculul următor. Admiţînd în conducta de aspiraţie $V = 2{,}16$ m/s:

$$Q = s \cdot v = \frac{\pi d^2}{4} v;\quad d = \sqrt{\frac{4Q}{\pi v}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0{,}05}{3{,}14 \cdot 2{,}16}} = 0{,}172 \text{ m},$$

$d = 172$ mm ; se alege un diametru de 200 mm.

Admiţînd în conducta de refulare $V = 3$ m/s,

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 0{,}05}{3{,}14 \cdot 3}} = 0{,}144 \text{ m},$$

$d = 144$ mm ; se alege un diametru de 150 mm.

Diametrul conductei de refulare comune a pompelor, considerînd că vor refula simultan maximum trei pompe, va avea de trei ori secţiunea conductei cu 150 mm, adică 3 × 176,6 cm² = 529,8 cm², pentru care se alege o conductă de 300 mm cu secţiunea de 706,5 cm².

În porţiunea din casa pompelor, prin care refulează numai două pompe, diametrul conductei comune de refulare este de 2 × 176,6 cm² = 353,2 cm², pentru care se alege un diametru de 250 mm, care are secţiunea de 490,5 cm².

Faţă de secţiunile conductelor, reieşite din calcul, s-au ales secţiuni mai mari pentru a se obţine o viteză a apei în conducte micşorată, cum şi pentru micşorarea pierderilor prin frecări.

Problema determinării diametrului optim a fost rezolvată, în linii generale, şi de către acad. M. M. Fedorov, care indică următoarea formulă:

$$d = 71{,}6 \frac{\sqrt[7]{T \cdot q_e \cdot L \cdot t \cdot Q^3}}{m_1 \sum_1^n (\psi \cdot l_e \cdot \gamma \cdot q_T)},$$

în care:

- d este diametrul optim al conductei, în mm;
- T — durata de evacuare a instalaţiei, în ore/zi;
- q_e — costul unui kWh, considerat la camera de pompe, în lei;
- L — lungimea totală a conductei, în m;
- t — durata de amortizare a conductei, în ani;
- Q — cantitatea de apă care trece prin conductă, în m³/h;
- m_1 — numărul de conducte;
- l_e — lungimea unui element al conductei, în m;
- γ — greutatea specifică a materialului conductei, în kg/m³;
- q_T — costul unui kg de conductă, în lei;
- n — numărul de elemente;
- φ — un coeficient care se determină cu următoarea formulă:

$$\varphi = \frac{Q \cdot 5p}{R_z - p},$$

în care:

- p este presiunea apei la capătul inferior al fiecărui element, în kg/cm²;
- R_z — rezistenţa admisibilă la rupere a materialului din care este confecţionată conducta (pentru fontă 200 kg/cm² şi pentru oţel 800 kg/cm²).

Deşi presiunea în conductă scade de jos în sus şi conducta de refulare ar putea avea grosimea pereţilor micşorată în consecinţă, practic întreaga conductă s-a construit din ţevi cu aceeaşi grosime de pereţi, pînă la suprafaţă.

Cu toate că regulamentele de exploatare străine prevăd, pentru staţiile mai mari de pompe, montarea a două conducte de refulare, una în funcţiune şi una în rezervă, cu posibilitatea cuplării tuturor pompelor la oricare dintre conducte în caz de nevoie, la staţiile sus-arătate se află montată numai o singură conductă. (În ultimii 15 ani, la Exploatarea Minieră Petrila nu a fost decît un singur caz, la orizontul *X*, cînd s-a defectat conducta de refulare, adică s-a rupt ventilul de reţinere din conductă la oprirea pompelor din cauza loviturii de berbec cauzată de şocul de apă). De asemenea, deşi conducta are o înălţime relativ destul de mare, nu se află intercalate în ea piese de dilatare. Temperatura apei care este — în general — aceeaşi menţine o temperatură constantă în conductă.

Camera pompelor şi bazinele de colectare

Cu mult înainte ca exploatarea să treacă la un orizont inferior, se încep lucrările pentru amenajarea la noul orizont a casei pompelor şi a bazinelor de colectare a apelor. Acestea se amplasează în apropierea puţului, pe care este montată conducta de refulare. Forma este cea arătată în schiţa din fig. 3 şi sînt toate betonate. Vatra camerei se află la 1 m deasupra cotei galeriei care aduce apa la bazine, iar fundaţiile pompelor sînt, de asemenea, mai înalte decît vatra cu 300 mm.

Bazinele de colectare sînt aşezate într-o parte şi în alta a bazinului sorburilor şi au o secţiune circulară, cu un diametru de 3,2 m şi o lungime de 7,5 m. Acestor dimensiuni le corespunde o capacitate de 600 m³, adică în total 1 200 m³.

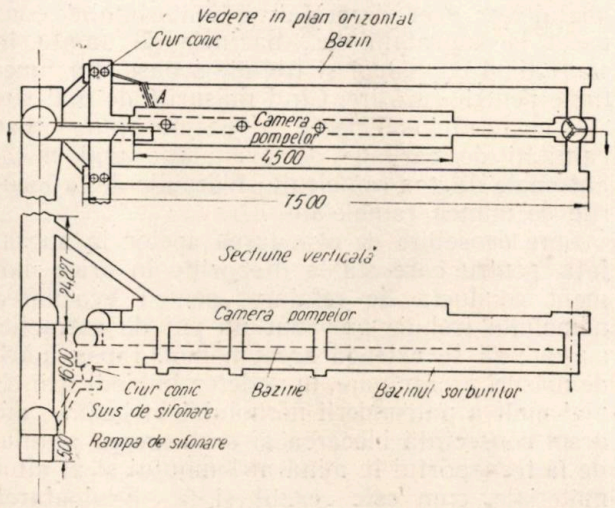


Fig. 3.

Evaluîndu-se volumul apei de infiltraţie la 90 m³/h, capacitatea bazinelor asigură înmagazinarea apei pe timp de 12 ore, cît cer normele de tehnica securităţii miniere, aflate în vigoare.

Săparea bazinelor cere o deosebită grijă, pentru ca în timpul împuşcării să nu se producă fisuri în rocă, mai ales între bazinul de colectare şi bazinul sorburilor. Dacă, totuşi, acest lucru se întîmplă, chiar după ce bazinele sînt betonate

şi sclivisite cu ciment, cu timpul apa din bazinul sorburilor va trece în cele două bazine, împiedicînd astfel operaţia de curăţire a nămolului din ele. Repararea crăpăturilor apărute ulterior este o operaţie destul de dificilă, iar prin căptuşirea bazinului făcută în scopul reparării se micşorează capacitatea lui.

Suitoarea conductei de refulare, care se sapă la 45° şi leagă camera pompelor cu puţul, are un diametru de 1,6 m.

Colectarea apelor se face alternativ, cînd într-un bazin cînd într-altul. Scoaterea din funcţiune a unuia dintre bazine se face prin închiderea accesului apei în el, la puţul de distribuţie din fundul camerei pompelor.

Nivelul apei în bazine este permanent marcat de indicatorul de nivel plasat la acest puţ de distribuţie.

Atît cele două bazine de colectare, cît şi bazinul sorburilor, au o uşoară înclinare către puţul de extracţie, ceea ce ajută la evacuarea nămolului.

Distanţa dintre fundaţiile agregatelor de pompe şi dintre fundaţii şi pereţii camerei este respectată, fiind peste 1 m.

Evacuarea nămolului

Strîns legată de evacuarea apelor este problema evacuării nămolului adus de apa de rambleiere. Atunci cînd, la locurile de muncă rambleiate, nu se iau suficiente măsuri de oprire a impurităţilor aflate în suspensie în apa rambleului hidraulic, prin diguri de paie la gura abatajelor, prin desprăfuirea materialului concasat la suprafaţă etc., bazinele se umplu în scurt timp cu nămol şi trebuie scoase din funcţiune pentru curăţire. Cînd măsurile de mai sus sînt cu totul insuficiente, în bazine ajung chiar cantităţi de cărbune de granulaţie mai mică, antrenate de apa rambleului hidraulic de la locurile de muncă rambleiate.

Spre deosebire de evacuarea apelor la suprafaţă, pentru care stă la dispoziţie în orice moment conducta de refulare, pentru evacuarea nămolului trebuie prevăzut un puţ de extracţie, cu care să se extragă acest nămol. Lipsa luării de măsuri preliminare, în vederea împiedicării cît mai mult a pătrunderii nămolului în bazine, are drept consecinţă blocarea şi sustragerea puţului de la transportul în mină al lemnului şi al altor materiale, cum este cazul şi la Exploatarea Petrila.

Inainte, pînă la orizontul *VII,* nămolul se evacua cu vagonete care, cu ajutorul unui troliu, se coborau în bazine pe un plan înclinat, de la capătul bazinului în spre puţ. Vagonetele se umpleau cu vadra şi cu lopata, şi apoi cu ajutorul troliului se scoteau pe galeria de bază. De aici, se introduceau în colivia puţului şi se scoteau la suprafaţă. Pe toată lungimea lor, cele două bazine erau prevăzute cu cîte o linie ferată în continuare pe planul înclinat. Operaţia evacuării nămolului în acest fel era destul de greoaie şi costisitoare.

Incepînd de la orizontul *VIII,* operaţia de evacuare a nămolului s-a simplificat însă. In acest scop, bazinele nu s-au mai construit cu plan înclinat şi cu linie ferată pe fund, ci la capătul lor s-a prevăzut cîte un suiş de sifonare a nămolului, după cum se vede în schiţa din fig. 3, care coboară pînă la orizontul de sifonare. In bazin, deasupra suişului, este montat un ciur conic, iar în suitoare o conductă cu diametrul de 150 mm, prevăzută cu un ventil. Evacuarea nămolului se face în felul următor : după ce unul din bazine s-a umplut aproape jumătate cu nămol, se scoate din funcţiune şi se înlocuieşte cu celălalt bazin curat. Deasupra ciurului conic de la partea superioară a suişului, se află instalată o conductă cu diametrul de 25 mm, prin care se trimite apă limpede. Astfel, nămolul depus se diluează în acest loc şi se scurge pe conducta deschisă din suiş. O dată ce nămolul aflat deasupra ciurului este evacuat, cu ajutorul apei din conductă şi cu ajutorul apei alimentate — după necesitate — de la puţul de distribuţie, se diluează nămolul depus şi se împinge mereu spre ciur. De sigur că, pe măsură ce operaţia de curăţire se îndepărtează de puţul de distribuţie, ea devine din ce în ce mai greoaie, necesitînd personal mai numeros. In acest fel, la orizontul de sifonare, nămolul se putea dirija prin deschiderea ventilului de pe conductă, direct în vagonetul care se afla în colivie. La suprafaţă însă, vagonetul trebuie scos şi trimis spre locul de golire. Pentru evacuarea nămolului dintr-un bazin prin acest procedeu, s-au folosit patru oameni la suprafaţă, şase oameni la orizontul de sifonare şi opt oameni în bazin, adică în total 18 oameni timp de 9 schimburi, în care timp puţul trebuia să stea la dispoziţie în acest scop.

Spre a se evita blocarea unui număr de vagonete necesare evacuării nămolului, pentru reducerea posturilor necesare evacuării cum şi pentru reducerea timpului de blocare a puţului, începînd de la orizontul *X,* acestei operaţii i s-a adus şi o altă îmbunătăţire, şi anume s-a construit un vas special de sifonare, care, atunci cînd începe curăţirea unui bazin, se montează în locul coliviei de extracţie, schimbarea coliviei cu vasul extractiv făcîndu-se în circa 3—4 ore. Acest vas are o capacitate de 3 500 l faţă de 1 000 l capacitatea unui vagonet şi se deplasează în lungul ghidajelor puţului la fel ca şi colivia de transport.

La orizontul de sifonare, se umple vasul cu nămol direct prin racordarea unui tub, iar la suprafaţă — în acelaşi mod — se evacuează direct într-o conductă care îl duce la locul de golire. In acest fel, în timpul curăţirii se folosesc numai doi oameni la suprafaţă, doi oameni la orizontul de sifonare şi opt oameni la vasul de evacuare a nămolului, adică în total 12 oameni timp de 7—8 schimburi, însumînd — deci

— numai 70 de posturi a 25 lei = 1 750 lei, față de 162 posturi a 25 lei = 4 050 lei, cît costa evacuarea nămolului după operația anterioară.

Curățirea bazinului sorburilor se face prin comunicarea *A*, situată între acest bazin și unul dintre bazinele mari. După curățire, intrarea în acest bazin se închide la capătul din spre bazinul mare printr-un blind. In alte scopuri, oamenii intră în bazin prin puțurile sorburilor de la pompă. Intrucît pentru începerea curățirii bazinului sorburilor trebuie mai întîi curățat bazinul mare, cu care comunică, pentru ca să fie accesibilă deschiderea comunicării spre bazinul sorburilor, s-a adus și aici în ultimul timp o îmbunătățire, și anume: de la legătura de comunicare a bazinului sorburilor, pînă sub ciurul conic din bazinul mare, s-a montat în suișul de sifonare o conductă cu diametrul de 150 mm, avînd un ventil la partea de jos. In acest fel, canalul sorburilor poate fi curățit în orice moment, independent de bazinul mare. Pentru curățirea acestui bazin, se folosesc circa 25 de posturi a lei 25 = 625 lei.

Curățirea bazinelor de colectare se face în prezent după circa 45 de zile. Inainte, la orizonturile superioare, cînd cantitatea de apă ce trebuia evacuată era mai redusă, curățirea se făcea după 90 de zile.

In tabela 2 se arată prețul de cost al evacuării apelor în ultimii patru ani.

Tabela 2

Anul	Cantitatea de rambleu realizată	Energia folosită pentru evacuarea apelor	Prețul de cost al evacuării apelor pentru una tonă de cărbuni
1952	—	982 080 kWh	—
1953	656 766 m³	—	0,70 lei
1954	644 764 m³	—	1,16 lei
1955	654 999 m³	3 079 180 kWh	1,51 lei
1956	621 614 m³	3 310 753 kWh	2,75 lei

Analizînd prețul de cost al evacuării apelor, așa cum reiese din tabela 2, rezultă că el este în continuă creștere. O creștere justificată ar fi din cauza adîncirii exploatării cu încă 100 m, de la orizontul *X*, la orizontul *XII*, în 1956 față de 1953, cînd cantitatea de apă de infiltrație s-a mărit, iar refularea ei la înălțime mai mare a reclamat, ca atare, mai multă energie electrică. O altă creștere justificată este aceea datorită faptului că, lungindu-se traseul conductelor de rambleu, se admite o ușoară mărire a proporției de apă față de materialul de rambleiat, pentru a se evita formarea dopurilor în conductele de rambleiere. Dar, această cantitate de apă și de energie electrică care se adaogă, ținînd seamă de faptul că — pe timpul perioadei considerate — atît volumul de rambleu cît și producția de cărbuni pot fi socotite aceleași, variația lor fiind mică, nu justifică pe deplin creșterea prețului de cost al evacuării apelor într-o măsură atît de mare. Ceea ce a influențat, deci, mai mult această cifră rămîne cantitatea de energie electrică folosită pentru evacuarea apelor, care s-a mărit considerabil din cauza unei precauții exagerate la operația de rambleiere, cînd proporția de apă de la rambleu, comparativ cu partea solidă, întrece cu mult normele prescrise. Consumul de energie electrică, determinat după formula:

$$E = \frac{Q_a \cdot H \cdot 365 \cdot 24 \cdot r}{360 \cdot 102 \cdot \eta_m \cdot \eta_r \cdot \eta},$$

în care:

H este înălțimea totală de refulare, în m,
Q_a — fluxul de apă, în m³/h,
365 — numărul de zile pe an,
24 — numărul de ore pe zi,
η — randamentul pompei,
η_m — randamentul motorului,
η_r — randamentul rețelei,

este cu mult mai mic față de cel consumat în practică și arătat în tabela 2.

La costul acestei energii, se adaugă apoi și cheltuielile provenite din evacuarea nămolului, curățirea trebuind să fie făcută din ce în ce mai des. Aceasta, bineînțeles, fără a se ține seama de pierderile cauzate minei la transportul de lemn și de alte materiale pe timpul reținerii puțului pentru evacuarea nămolului.

Concluzii

In scopul exploatării stațiilor de pompe în spiritul unei tehnici și mai moderne, care va permite și mai mult creșterea siguranței de funcționare a instalațiilor, reducerea personalului de deservire și, deci, reducerea prețului de cost al apelor pe tona de cărbune, pentru viitor se recomandă a se lua următoarele măsuri:

— automatizarea parțială sau totală a evacuării apelor;

— organizarea exploatării în așa fel, încît să permită reducerea la minimum a orizonturilor de evacuare;

— utilizarea unor tipuri de pompe cît mai corespunzătoare, cu înălțimi de refulare și debit mare, cum și cu forță axială cît mai echilibrată, rezistente la uzură. In acest scop, s-a comandat — cu titlu de încercare — pompa sovietică A.I.A.P., cu un debit de 5 000 l/min și cu H de peste 400 m, care are un randament mai ridicat;

— utilizarea motoarelor sincrone pentru acționarea pompelor, în scopul îmbunătățirii factorului de putere în rețeaua exploatării;

— drenarea apelor rezultate din ploi și din zăpezi la suprafață, pentru a nu pătrunde în mină;

— respectarea raportului între apă și partea solidă a rambleului hidraulic, în așa fel încît

să fie cît mai conforme normelor economice prescrise. Spre a se înlătura formarea dopurilor în conducta de rambleiere, aceasta va trebui să fie montată pe traseu fără coturi pronunțate, bine întreținute și accesibile în cazul defectării;

— mecanizarea evacuării nămolului din bazinele de colectare prin folosirea pompei de nămol; posibilitatea refulării nămolului, cu ajutorul acestor pompe și la locurile de muncă cu focuri ar aduce un avantaj mai mare minei;

— desprăfuirea la suprafață a materialului de concasat, afară de cazul cînd acesta se întrebuințează la rambleierea zonelor cu focuri.

Aplicarea acestor măsuri duce la obținerea unor rezultate mai bune în capitolul amintit, permițînd, totodată, minei să dea o producție mai economică.

NOTE

Determinarea diametrului discului pentru elicea transportului cu melc

Ing. **Bîrlădeanu Gh.**
IPROMIN

La proiectarea transportoarelor cu melc de diferite diametre (fig. 1), trebuie să se stabilească cu precizie atît diametrul exterior, cît și cel interior al discului de tablă (fig. 2), din care apoi se confecționează elicea melcului cu un pas dat.

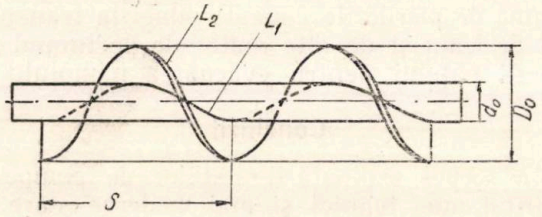


Fig. 1

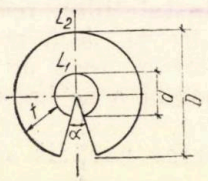


Fig. 2

Fig. 1 și fig. 2:

d_0 — diametrul arborelui;
D_0 — diametrul exterior al elicei;
S — pasul elicei;
L_2 — lungimea muchiei interioare de elice pe un pas;
L_1 — idem pentru muchia exterioară;
t — înălțimea radială a elicei; $2t = D_0 - d_0$;
D — diametrul exterior al discului tăiat din tablă;
d — diametrul găurii interioare în discul D;
n — numărul necesar de discuri;
L — lungimea totală a șneculuí (elicei);
a — unghiul de tăiere în discul pentru un pas.

Pasul elicei se calculează — de obicei — ca în fig. 1, și anume:

$$S = (0{,}8 \div 1)\, D_0,$$

în care:

S este pasul, în mm;
D_0 — diametrul elicei, în mm.

Dacă pe axul j (fig. 3) măsurăm lungimile desfășurate ale circumferințelor:

$$L_{arbore} = \pi d_0 \text{ și}$$
$$L_{melc} = \pi D_0,$$

iar pe axul x măsurăm lungimea pasului S, ipotenuzele L_1 și L_2 ne vor da lungimile desfășurate ale celor două elice: interioară și exterioară:

$$L_1^2 = S^2 + (\pi d_0)^2 \qquad \boxed{L_1 = \sqrt{S^2 + (\pi d_0)^2}} \qquad (1)$$

$$L_2^2 = S^2 + (\pi D_0)^2 \qquad \boxed{L_2 = \sqrt{S^2 + (\pi D_0)^2}} \qquad (2)$$

Din fig. 2, deducem:

$$L_1 + \frac{d}{2}\alpha = \pi d \text{ și } L_2 + \left(\frac{d}{2} + t\right)\alpha = \pi\,(d + 2t);$$

$$\frac{d}{2}\alpha = \pi d - L_1 \qquad \left(\frac{d}{2} + t\right)\alpha = \pi\,(d + 2t) - L_2.$$

Eliminînd α, avem:

$$\frac{\frac{d}{2} + t}{\frac{d}{2}} = \frac{\pi\,(d + 2t) - L_2}{-\pi d - L_1} = 1 + \frac{2t}{\alpha};$$

$$\frac{2t}{d} = \frac{\pi\,(d + 2t) - L_2}{\pi d - L_1} - 1 = \frac{\pi\,(d + 2t) - L_2 - \pi d + L_1}{\pi d - L_1};$$

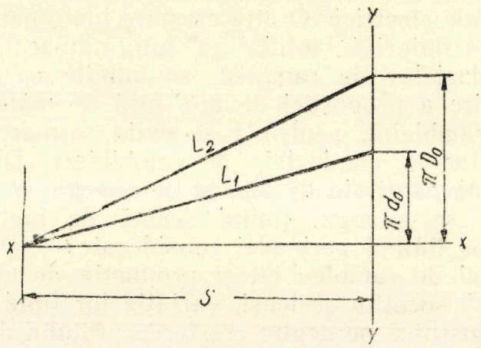


Fig. 3.

$$\frac{2t}{d} = \frac{\pi d - L_1}{\pi(d+2t) - L_2\pi d + L_1} = \frac{\pi d - L_1}{\pi d + 2\pi t - L_2 - \pi d + L_1};$$

$$\frac{d}{2t} = \frac{\pi d - L_1}{2\pi t - L_2 + L_1}; \quad 2\pi t d - L_2 d + L_1 d = 2\pi d t - 2L_1 t$$

$$d(2\pi t - L_1 + L_1 - -2\pi t) + 2L_1 t = 0$$

$$d(L_2 - L_1) = 2t\,L_1,$$

de unde:

$$\boxed{d = \frac{2t\,L_1}{L_2 - L_1}} \quad (3) \qquad \boxed{D = d + 2t} \quad (4)$$

Aceste două relaţii ne determină cele două diametre de tăiere ale discului de tablă d şi D.

Cum, de obicei, sînt mai multe elice, nu este nevoie a decupa din fiecare disc un rotor cu unghiul de la centru α. În acest caz însă, lungimile circumferinţelor desfăşurate de pe discul de tablă vor fi ceva mai mari şi, deci, vor întrece pasul elicei. Vom stabili numărul necesar de discuri pentru lungimea totală a şnecului, în ipoteza că discurile nu sînt decapate, ci numai tăiate pe roză.

Numărul de paşi cuprins pe întreaga lungime L, este următorul:

$$n_S = \frac{L}{S}.$$

Acest număr de paşi va fi redus în raportul dintre cele două lungimi L_1 şi πd. Aşadar:

$$\boxed{n = \frac{L}{S} \cdot \frac{L_1}{\pi d}} \quad (5)$$

Se înţelege că acest număr n poate fi şi fracţionar.

Exemplu: Să se găsească dimensiunile şi numărul discurilor de tablă necesare confecţionării unui şnec cu $L = 3$ m, diametrul $D = 200$ mm, cu pasul de $S = 160$ mm.

Diametrul arborelui $d_o = 60$ mm.

Conform formulelor (1) şi (2), avem:

$$L_1 = \sqrt{160^2 + (3{,}14 \cdot 60)^2} = \sqrt{25\,500 + 35\,500} = \sqrt{61\,000} = 247 \text{ mm};$$

$$L_2 = \sqrt{160^2 + (3{,}14 \cdot 200)^2} = \sqrt{25\,000 + 395\,000} = \sqrt{420\,500} = 648 \text{ mm}.$$

Aplicînd, apoi, formulele (3) şi (4), pentru: $2t = D_0 - d_0 = 140$ mm,

avem:

$$d = \frac{140 \cdot 247}{648 - 247} = \frac{140 \cdot 247}{401} = 86{,}5 \text{ mm}$$

şi

$$D = d + 2t = 86{,}5 + 140 = 226{,}5 \text{ mm}.$$

Conform formulei (5), numărul de discuri necesare va fi:

$$n = \frac{3\,000}{160} \cdot \frac{247}{3{,}14 \cdot 86{,}5} = 17,$$

iar numărul de paşi

$$n_S = \frac{4\,000}{160} = 18{,}7.$$

Metoda de exploatare a cărbunelui cu front lung pe două aripi și cu transportul prin două plane înclinate paralele suprapuse*)

Ing. D. Nicolaescu

Metoda preconizează ca exploatarea să nu se mai facă prin două plane înclinate paralele săpate în stratul de cărbune, ci prin două plane înclinate paralele suprapuse în plan vertical (fig. 1).

Prin planul înclinat săpat în stratul de cărbune, se vor transporta utilajele, materialele necesare exploatării, iar atunci cînd va fi cazul și sterilul rezultat de la preabataje și de la pregătirea galeriilor de abataj.

Prin planul înclinat săpat în culcușul stratului, vor circula atît muncitorii cît și producția.

Aplicarea acestei metode, la realizarea operațiilor principale, are următoarele caracteristici:

Transportul producției. Producția din abataje, care va fi transportată din acestea la galeriile de bază ale abatajelor cu transportoare, va fi vărsată în suitorile ce se găsesc plasate la 5—6 m de planul înclinat săpat în stratul de cărbune.

Suitorile varsă producția în transportorul din planul înclinat, săpat în culcușul stratului, care transportă și varsă producția în vagonete, care ulterior o evacuează la zi.

Circulația muncitorilor. Se va face prin planul din culcușul stratului, suitori și galeriile de bază ale abatajelor către fronturile de abataj.

Această circulație nu necesită deschiderea porților de aeraj plasate pe galeriile de bază ale abatajelor între planul înclinat săpat în strat și suitoare.

Aerajul. Aerajul este separat pentru fiecare abataj în parte. Aerul intră prin planul înclinat săpat în culcușul stratului și prin suitorile de aeraj, intră în galeriile de abataj de bază, spală fronturile și prin galeriile de abataj de cap intră în planul înclinat, săpat în cărbune și de aici, prin galeria de cap a panoului, se evacuează la zi.

Între suitoare și planul săpat în stratul de cărbune, sînt prevăzute uși de aeraj care nu se vor deschide tot timpul exploatării abatajelor, nefiind nevoie.

Datorită acestui fapt, aerajul se va realiza în condiții bune.

Transportul materialelor și al utilajelor. Transportul materialelor și al utilajelor se va face pe planul săpat în stratul de cărbune și pentru fiecare abataj în parte, prin galeria de cap a fiecărui abataj.

În general transportul materialelor și al utilajelor către panoul în exploatare se poate face prin galeria de cap sau de bază a panoului, așa cum se va hotărî prin sistemul de organizare al minei.

În cazul cînd acest transport se va face prin galeria de cap a panoului, la baza planului se va plasa o ușă de aeraj și viceversa.

Din cele de mai sus rezultă că, cu metoda propusă, se pot exploata, în același panou și în același timp, în condiții bune, toate abatajele cuprinse în panou.

Sînt unii specialiști care cred că, pe aceeași aripă de panou, va fi greu să se exploateze deodată mai mult de două abataje; părerea mea este că n-am încercat și în special nu cunoaștem viteza cu care trebuie să înaintăm în exploatare, ca presiunile rezultate din cauza exploatării să nu fie dăunătoare la continuarea exploatării.

Realizarea pregătirilor în panou. Se pot pregăti abataje noi, în condiții bune de aeraj, transport etc., în timp ce alte abataje sînt în exploatare.

Materialele și utilajele se vor aduce la fronturile de lucru prin galeria de cap sau de bază a panoului, așa cum hotărăște sistemul de organizare al exploatării.

---

*) Se supune discuției.

Exploatarea stîlpului de protecţie al planului înclinat săpat în cărbune. Exploatarea stîlpului de protecţie al planului înclinat, săpat în stratul de cărbune, se poate face în condiţii bune de aeraj şi de transport al materialelor, utilajelor şi al producţiei.

În cele ce urmează se vor arăta comparativ avantajele metodei de exploatare preconcepute de autor (fig. 1), faţă de metoda de exploatare cu două plane paralele săpate în stratul de cărbune (fig. 2).

Transportul producţiei. Producţia din abataje, care va fi transportată în abataje şi pe galeriile de bază ale acestora cu ajutorul transportoarelor va fi vărsată pe transportorul ce se găseşte montat în planul *I*, care la rîndul său varsă producţia în vagonete pentru transportul la zi.

Aerajul. Aerul intră prin planul înclinat *I*, ulterior trecînd prin galeriile de bază ale abatajelor, spală frontiurile şi prin galeriile de cap ale abatajelor intră în planul înclinat *II* şi de aici prin galeria de cap a panoului se evacuează la zi.

Ca acest aeraj să fie posibil, va trebui ca aerul să circule prin punctele de aeraj, plasate în acoperiş peste planele înclinate *I* şi *II*, săpate în stratul de cărbune.

Porţile de aeraj care deservesc punctele de aeraj, plasate peste planul *II*, vor fi instalate deasupra transportoarelor.

Datorită acestui fapt, precum şi faptului că muncitorii la fiecare schimb, şi poate şi în timpul schimbului, vor deschide porţile de aeraj, se vor produce pe o scară largă scurtcircuitări care vor duce la un aeraj deficient.

În cazul cînd se vor exploata numai abata-

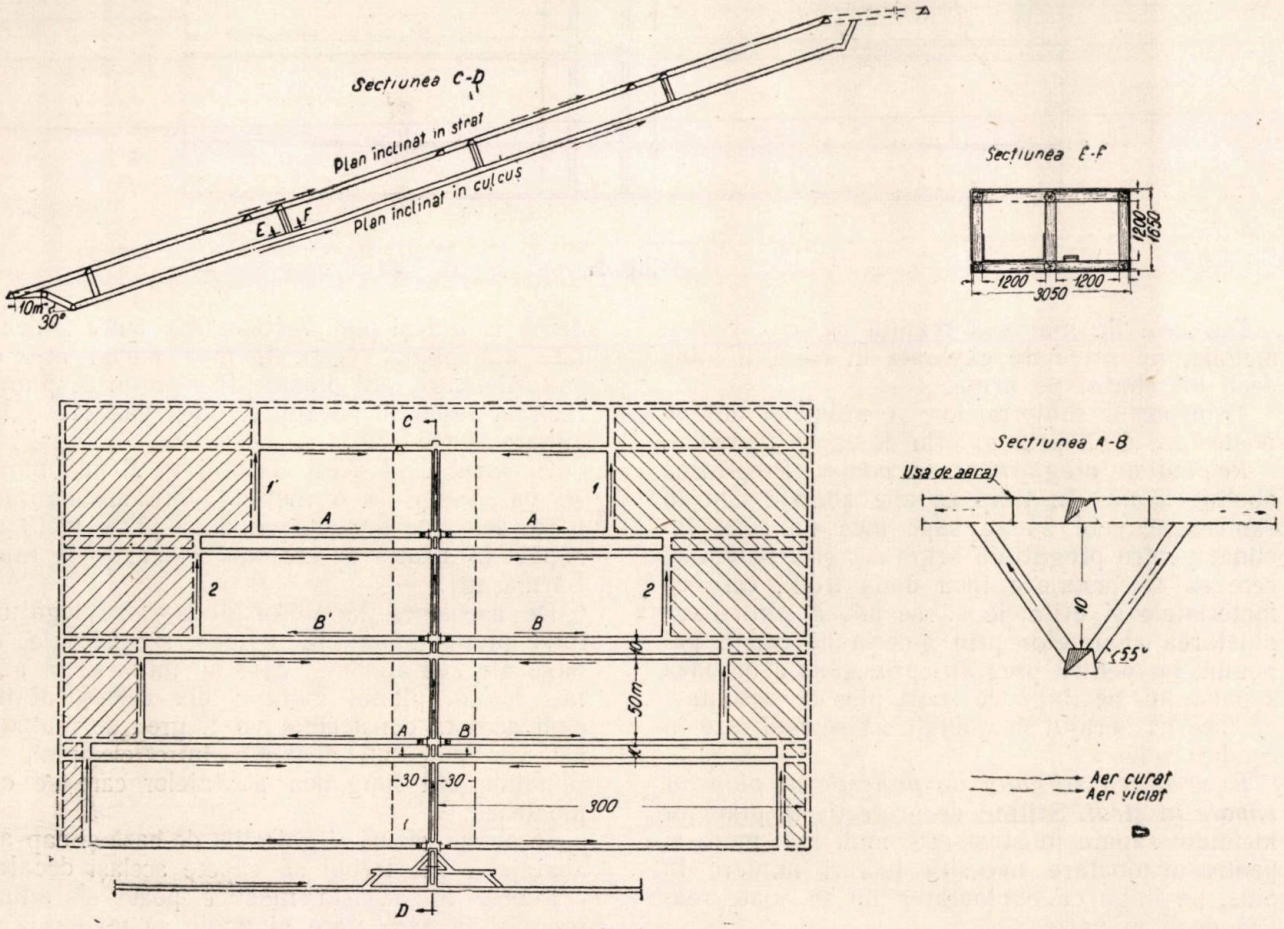


Fig. 1.

Circulaţia muncitorilor. Se va face prin planul *I*, pe care este instalat transportorul, prin galeriile de bază ale abatajelor către frontiurile de abataj.

Pentru a se realiza această circulaţie, muncitorii vor fi nevoiţi să deschidă porţile de aeraj.

jele *1* şi *1'* şi dacă pe planul înclinat *II*, între galeria de bază şi galeria de cap a abatajului *1* se va plasa o poartă de aeraj, aerajul se va realiza în condiţii bune.

Transportul materialelor şi utilajelor. Transportul materialelor şi utilajelor se va face prin

planul *II*, săpat în stratul de cărbune, prin intermediul unui troliu plasat în *T*.

Dacă pentru abatajele *1* şi *1'*, transportul materialelor şi al utilajelor este normal, pentru abatajele *2* şi *2''* materialele şi utilajele vor trebui transportate peste transportoarele din galeria *A* şi *A'* şi care va face acest transport dacă nu imposibil, dar foarte greu de realizat şi foarte scump.

mari deficienţe au metodele cu două plane înclinate, paralele, săpate în strat şi care în mod normal nu pot fi folosite decît pentru exploatarea unui singur abataj, faţă de metoda propusă care permite ca în acelaşi panou şi în acelaşi timp să se exploateze, în condiţii bune, toate abatajele din panou.

La metoda propusă, planele înclinate suprapuse, din zăcămînt şi culcuş, care s-au consi-

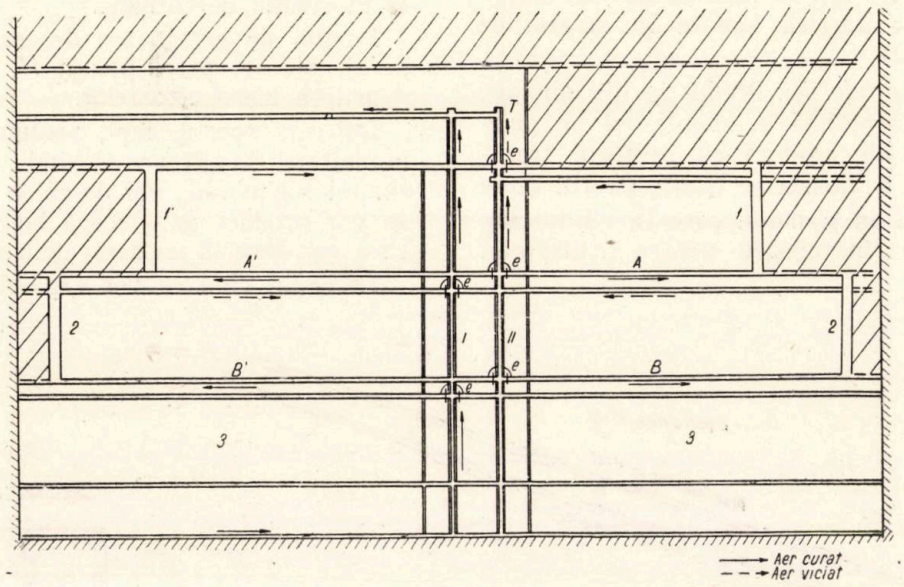


Fig. 2.

Din cele de mai sus rezultă că, cu această metodă, nu se poate exploata în condiţii bune decît un abataj pe aripă.

Transportul materialelor şi utilajelor nu se poate face decît prin galeria de cap a panoului.

Realizarea pregătirilor în panou. Pregătirea abatajelor noi, în timp ce alte abataje sînt în exploatare, cere să se sape încă un plan înclinat pentru pregătirea aripii stîngi a panoului, cere să se instaleze încă două trolii, cere ca materialele şi utilajele să se aducă pentru exploatarea abatajelor prin galeria de cap a panoului, iar pentru pregătiri prin galeria de bază a panoului, pe lîngă că acest plus de activitate va face ca aerajul în abataje să se realizeze în condiţii rele.

Exploatarea stîlpului de protecţie al planelor săpate în strat. Stîlpul de protecţie al planelor înclinate săpate în strat este mult mai mare şi pentru exploatare necesită lucrări miniere în plus, pe lîngă că exploatarea nu se poate realiza decît în parte.

De multe ori pierderile în aceşti stîlpi sînt aşa de mari, încît duc la înlăturarea acestei metode şi înlocuirea ei cu metoda cu abataje pentru exploatare numai pe o singură aripă, însă care asigură exploatarea stîlpului de protecţie.

Cu această metodă exploatarea nu se poate face în condiţii normale decît cu un singur abataj. Din cele arătate mai sus se vede ce

derat în acelaşi plan vertical, vor putea fi decalate din planul vertical, însă numai atît ca suitorile, care sînt plasate la 5—6 m de planul înclinat săpat în zăcămînt, să-şi păstreze o înclinare de 45—70°.

În cazul cînd acest decalaj va fi mai mare, se va ajunge la o metodă care are aproape toate defectele metodei cu două plane înclinate săpate în stratul de cărbune (cazul de la mina Sărmăşag).

De asemenea la suitorile care fac legătura între planul săpat în culcuş şi galeriile de bază ale abatajelor şi care se întîlnesc în acelaşi loc în planul înclinat din culcuş, atunci cînd această construcţie va fi greu de realizat, ele vor putea fi decalate între ele pînă la jumătate din lungimea abatajelor care se exploatează.

În aceste cazuri şi galeriile de bază şi cap ale abatajelor vor trebui să capete acelaşi decalaj.

Pentru că această măsură poate să aducă greutăţi în exploatare şi poate să mărească şi preţul de cost, cred că este mai bine ca galeriile de bază şi de cap să nu se decaleze.

În acest caz, pentru ca execuţia suitorilor să se poată realiza, se va adapta la suitoare o înclinare în aşa fel ca ele să se întîlnească în planul înclinat din culcuş cu un decalaj de circa 1 m — ca astfel construcţia să fie posibilă şi totuşi suitorile să fie deservite la vărsarea pro-

ducţiei pe transportorul din culcuş, numai de un singur muncitor.

Metoda propusă are marele avantaj că realizează o concentrare importantă a producţiei, dînd posibilitatea ca în acelaşi panou şi în acelaşi timp să se găsească, cu condiţii bune de desfăşurare a activităţii, o parte din abataje fiind în exploatare, iar altă parte în pregătire.

Metoda preconizată prezintă condiţii de realizarea unui aeraj şi transport mult mai bun şi oferă o securitate mai mare pentru muncitori.

Această metodă este mult mai indicată în această vreme de experimentarea exploatării cu front lung.

Timpul de exploatare al unui panou poate fi mult mai scurt.

Cantitatea de utilaj pentru construirea acestei metode şi pentru deservirea ei în exploatare este mai mică, iar utilajul folosit dă productivităţi mai mari.

Necesită întreţineri mai mici.

Metoda propusă poate fi folosită la toate zăcămintele stratiforme cu înclinări de la 0—40°, indiferent de grosimea lor, deoarece una din galerii este săpată în strat, iar cealaltă poate fi săpată în partea dinspre culcuş a stratului, sau în culcuşul stratului, indiferent dacă aceasta din urmă se află în steril sau în alt strat de cărbune.

Pentru înclinări mai mari ale stratelor, se vor putea aduce oarecare modificări planului înclinat din culcuşul stratului, dîndu-i înclinări mai mici, însă în aşa fel ca suitorile să nu devină prea lungi.

Legătura între planul înclinat din culcuş şi căile de transport se poate face fie aşa cum este indicat în fig. 1, care dă posibilitatea să se încarce în vagonete o producţie mai mare, fie adoptîndu-se o altă soluţie care va trebui să corespundă situaţiei, însă care neapărat va asigura încărcarea producţiei în vagonete.

Metoda propusă se poate folosi în roci moi şi în roci tari. Presupun însă că în rocile tari va da rezultate mai bune.

Dacă productivitatea stratului permite, cu ajutorul acestei metode, care este o metodă de producţie mare, se poate obţine dintr-un singur panou 1 000 t producţie/zi şi poate şi mai mult.

La minele cu o producţie de 1 000 t/zi, metoda prevăzută reduce investiţiile iniţiale cu circa 15 000 000 lei, micşorează costurile de exploatare cu cel puţin 7 lei/t şi dă posibilitatea ca mina să se pună în producţie cu 1 000 t/zi cu cel puţin un an şi jumătate mai devreme.

La această metodă, micşorarea costurilor pe tonă se poate realiza şi mai mult prin micşorarea amortismentului la lucrările de deschidere, deoarece galeriile de deschidere ale zăcămîntului pot fi decalate între ele pînă la limita maximă pe care o permite transportul cu vagonete, pe planele înclinate.

Metoda de exploatare cu două plane paralele, suprapuse pe verticală, din care unul este săpat în culcuşul stratului, dă rezultate economice optime cînd se foloseşte în exploatările la care deschiderea zăcămîntului s-a făcut cu galerii de deschidere situate în culcuşul zăcămîntului.

In acest caz, panourile fiind independente, exploatarea la care se foloseşte această metodă, care este o metodă de producţie mare, poate să urmărească îndeaproape lucrările de deschidere, exploatarea cîmpului de mină se va face de la puţul de extracţie, către hotarele acestuia. Singura obligaţie este că, la terminarea de exploatat a unui panou, lucrările de deschidere şi lucrările de pregătire să asigure un nou panou pentru continuarea exploatării.

Această posibilitate va micşora foarte mult cheltuielile iniţiale de deschidere ale minelor, precum şi cheltuielile de întreţinere.

Cheltuielile de deschidere se vor reduce la costul puţului de extracţie şi puţului de aeraj, costurile pentru lucrările de la baza puţului, precum şi costurile de deschidere şi pregătire a primului panou.

Mina astfel deschisă într-un strat de 2 m grosime va putea produce cel puţin 1 000 t/zi.

Un dezavantaj important al metodei propuse este că sub nivelul hidrostatic, la săparea suitorilor de transport, va trebui să se traverseze stratele de nisipuri curgătoare.

Această problemă se va rezolva parţial cu procedeul silicatizării prin electrosmoză, însă rezolvarea completă nu se va putea obţine decît atunci cînd se va scoborî nivelul hidrostatic şi se va realiza asecarea cîmpului de mină.

Scoborîrea nivelului hidrostatic şi asecarea constituie o mare problemă pentru exploatarea zăcămintelor de lignit din ţara noastră.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Contribuții la descenușarea ligniților pe cale mecanică

Ing. **Olteanu Eufimia**, ing. **Ionescu N.** și ing. **Fotache Elisabeta**

Ținînd seama că aproape jumătate din rezervele de cărbuni ale țării noastre sînt formate din cărbuni bruni lemnoși (ligniți) și că în general acești cărbuni, spre deosebire de aceia similari din alte țări, au un conținut ridicat de steril, se impune să se găsească o metodă adecvată pentru prepararea lor.

Din cauza conținutului lor mare de steril și a conținutului mare de apă, ligniții prezentau dificultăți atunci cînd s-a încercat să fie preparați pe cale mecanică.

Natura sterilului însăși din acești cărbuni contribuie la îngreunarea posibilității de spălare. În genere, sterilul poate fi considerat, după arderea cărbunilor, ca prezentîndu-se sub formele de cenușă fixă și cenușă liberă, *cenușa fixă* considerîndu-se că este formată din sterilul de constituție, din substanțele minerale existente în plantele din care au provenit cărbunii respectivi, precum și din sterilul adventiv, adică substanțele minerale reținute de masa cărbunoasă, din apele de percolație; *cenușa liberă* provine din intercalațiile de steril ale stratelor de cărbuni sau din rocile din culcușul sau acoperișul stratului.

Utilizînd o metodă adecvată, sterilul liber poate fi eliminat într-o proporție mai mică sau mai mare din cărbune.

Literatura indică diferite metode pentru prepararea chiar a acestor cărbuni inferiori, însă nici una nu este trecută pînă în prezent în faza de experimentare industrială.

Astfel sînt indicate:

— metode de preparare mecanică, pe cale umedă (în medii dense, prin hidrociclonare, centrifugare);

— metode de preparare pe cale chimică (tratare cu acizi);

— metode de preparare mecanică pe cale uscată:

a) prin concentrare pneumatică (zetaj pneumatic, mese pneumatice, fluidizare);

b) metode electrice și electromagnetice;

c) metode de sortare granulometrică, cu scopul de a elimina clasele ce au un conținut ridicat de steril;

d) metode de îndepărtare a granulelor cu steril mai ridicat bazate pe elasticitatea granulelor.

Din toate aceste metode, singura care ar putea avea aplicare imediată industrială este metoda sortării granulometrice. De fapt, la unele exploatări de lignit se face o sortare granulometrică, separîndu-se sorturile < 30 mm (mărunții) și > 30 mm (ciuruiții). Această sortare se face respectînd posibilitățile de utilizare a ligniților pe grătarele locomotivelor C.F.R., ale căror bare nu ar permite utilizarea unui sort de cărbune mai mic de 30 mm.

A apărut deci necesar a se cunoaște conținutul de steril al diferitelor clase granulometrice în vederea îndepărtării unora din ele, mai ales că se cunoaște faptul că ligniții sînt mult mai puțin friabili decît sterilul liber ce-i însoțește și că, deci, clasele de mărunți vor fi cele care vor avea cel mai ridicat conținut de steril.

Lucrările au mai fost dirijate și pe alte linii de cercetare.

Astfel, luîndu-se în considerare faptul că ligniții, spre deosebire de cărbunii superiori, au o tensiune superficială scăzută față de apă, că se umezesc ușor și că rețin apa în porii și capilarele masei cărbunoase, s-a căutat să se vadă dacă după un tratament termic — semicarbonizare sau sfertcarbonizare — produsele rezultate nu sînt mai ușor de preparat.

De asemenea, ținîndu-se seama de faptul că lignitul se umezește ușor cu apa și că o reține în porii și capilarele sale, s-au făcut încercări de separări densimetrice de laborator, atît în soluții apoase de clorură de zinc (soluții grele), cît și în lichide organice (tetraclorură de carbon, benzină, bromoform).

Deci, s-au făcut trei grupe de cercetări:

I. Sortări granulometrice pentru ligniții bruți, sfert și semicarbonizați.

II. Separări densimetrice în lichide organice și în soluții grele pentru ligniții bruți.

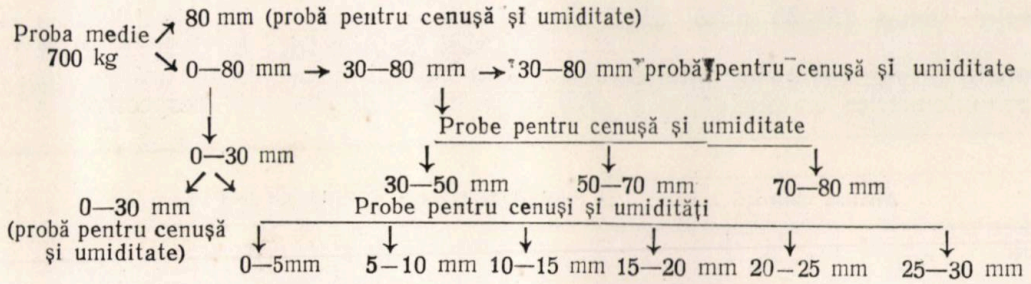
III. Separări densimetrice în soluții grele apoase pentru ligniții bruți, sfert și semicarbonizați.

In cadrul încercărilor de laborator s-a lucrat cu ligniți de Filipeștii de Pădure și Ojasca.

I. Sortarea granulometrică și îndepărtarea claselor cu un conținut ridicat de cenușă. Această linie de cercetare se bazează pe diferența de friabilitate dintre sterilul liber din ligniți și aglomerarea lui în clasele granulometrice de dimensiuni mici.

S-a lucrat luîndu-se cîte 10 probe medii de cca. 700 kg fiecare pentru Filipeștii de Pădure și 10 pentru Ojasca. Proba de 700 kg a fost formată din probe elementare de cîte 7—9 kg luate din cîte un vagonet.

S-a făcut sortarea probei medii după schema 1:



și s-au făcut analizele tehnice ale fiecărei clase granulometrice în parte.

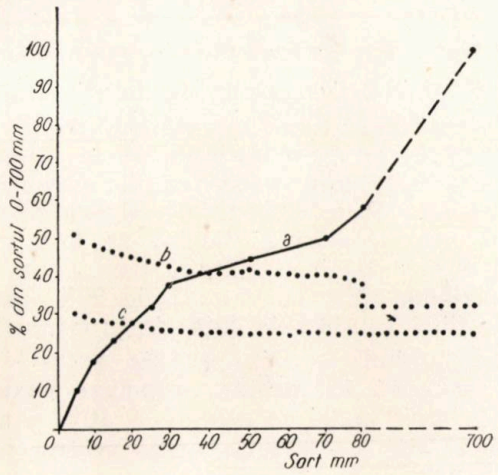


Fig. 1.

Din curba medie granulometrică trasată (diagrama din fig. 1) rezultă pentru ligniții din proba luată de la Filipeștii de Pădure că:

Sortul 0—30 mm reprezintă cca. 38%
Sortul 30—80 mm reprezintă cca. 20%
Sortul >80 mm reprezintă cca. 42%
Clasa 0— 5 mm reprezintă cca. 11%

S-au făcut determinările de umiditate și de cenușă pentru sorturile granulometrice de mai sus și pentru clasele lor granulometrice și s-a găsit că clasele granulometrice mici au un conținut mai ridicat de cenușă decît cele mari. Astfel, clasa granulometrică 0—5 mm are ~ 51%, pe cînd sortul 0—30 mm are o cenușă medie de 44,10%. De asemenea, sortul > 80 mm are ~ 24% cenușă, ceea ce indică că procentul de steril este aproape dublu în mărunții 0—5 mm.

Ținînd seama că 0—5 mm din sortul 0—30 mm reprezintă 27,8%, prin îndepărtarea acestei clase s-ar scădea cenușa sortului de la 44,10% la 29,20%, deci operația de îndepărtare ar fi recomandabilă dacă ar fi posibilă. O separare mai economică ar fi prin trecerea clasei 20—30 mm din sortul actual 0—30 mm în sortul > 30 mm, întrucît prin această sortare se mărește cantitatea ce se poate livra cu ~ 10,80%, cenușa sortului > 30 mm mărindu-se cu < 2%.

Pentru C.F.R. se livrează sortul > 30 mm; prin adăugarea clasei 20—30 mm, s-ar mări cantitatea ce se poate livra la C.F.R. cu ~ 17%, granulația menținîndu-se apropiată de limita grătarelor, clasa 20—30 formînd o subgranulație permisă. Sortul 0—20 mm, reprezentînd ~ 27,44% din probele luate, avînd o cenușă de ~ 45,6% (la 105°C), s-ar putea utiliza la termocentrale.

Din curba medie granulometrică (diagrama din fig. 2), trasată pentru ligniții de Ojasca, rezultă:

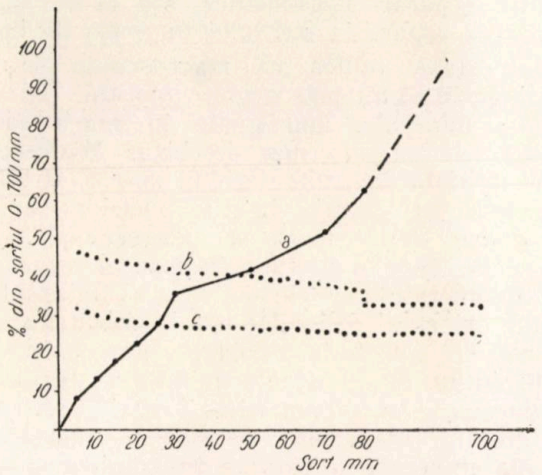


Fig. 2.

— lignitul de Ojasca are o cantitate de mărunți 0—10 mm mai mică decît cel de Filipeștii de Pădure, de unde se poate trage concluzia că este mai puțin friabil decît cel de Filipeștii de Pădure;

— clasele granulometrice mici au un conținut mai ridicat de cenușă, dovedindu-se și în acest caz că sterilul este mai friabil decît lignitul (cenușa clasei 0—5 mm este de 46,44%, pe cînd clasa > 80 mm are 24,69%, deci, în mărunți, cenușa este aproape dublă decît în blocuri.

Sortul 0—30 mm are o cenușă medie de 42% și reprezintă ~ 36% din proba luată. Dacă s-ar produce sortul 0—20 mm, acesta ar reprezenta 22,4% din proba luată, cu o cenușă medie de 43,17%. Prin trecerea clasei granulometrice 20—30 mm în sortul actual > 30 mm, s-ar putea livra cu 13,6% mai mult sort > 30 mm fără să se mărească simțitor cenușa sortului (29,14% cenușă față de 27,25%). Dacă s-ar îndepărta clasa 0—5 mm din sortul 0—30 mm, cenușa sortului rămas (5—30 mm) ar fi de 30,50%.

În diagramele din fig. 1 și 2 sînt date: curbele medii *(a)* granulometrice ale sorturilor 0—700 mm și, pentru a se scoate în evidență diferitele posibilități de clasare a acestor ligniți, curba cenușilor diferitelor clase granulometrice *(b)* și curba *(c)* cenușilor cumulate după îndepărtarea claselor mai mici de 80 mm.

II. Linia de cercetare. În cadrul încercărilor pentru separări densimetrice, s-a căutat să se cerceteze repartiția sterilului în masa de lignit.

Literatura indică că macroscopic se pot distinge în lignit pete negre, constituie din substanțe minerale, impregnate în masa cărbunoasă, de culoare mai deschisă. Microscopic, în suprafața lustruită lignitul are o structură poroasă, cu goluri, datorite vaselor capilare lemnoase. Petele negre se datoresc substanței argiloase care a pătruns în țesutul xilovitritic și aglomeratul xilovitritic sau a întrerupt de multe ori acest țesut. De altfel, xilovitritul este înecat de substanța coloidală humică amestecată intim cu substanța minerală. Pirita, de asemenea, este frecventă în xilovitrit, sub formă de grăunțe fine, strălucitoare. Prin urmare, substanța minerală a pătruns în celulele și între fibrele plantelor inițiale, impregnînd masa lignitului și mărind în felul acesta procentul de cenușă fixă.

Zăcămintele de lignit de la Filipeștii de Pădure și Ojasca au stratele alternînd cu strate de nisipuri, de gresii slab cimentate, marne, argile. Datorită condițiilor neuniforme de sedimentare, stratele de cărbuni și de steril au în genere forme lenticulare cu grosimi variabile, părțile laterale și marginile subțiri ale stratului prelungindu-se în masa cărbunoasă sau în nisipurile marnoase, ceea ce constituie dovezi că aceste zăcăminte au suferit în timpul incarbonizării o circulație abundentă de ape, din care au fost reținute părțile minerale de către masa organică ce se incarboniza. Spre deosebire de lignitul de Ojasca, cel de Filipeștii de Pădure prezintă incluziuni sub formă de concrețiuni calcaroase dure, care pot ajunge la diametre de 30 cm. S-a analizat compoziția chimică a cenușilor ligniților de Filipeștii de Pădure și Ojasca. Din aceste analize rezultă că cenușile au o compoziție asemănătoare.

Pentru a se cunoaște posibilitățile de separare a sterilului din ligniți, s-au făcut separări densimetrice în lichide grele organice și în soluții apoase de clorură de zinc, trasîndu-se curbele de dispersie respective.

Tabela 1

Analiza chimică a cenușii la lignitul de Ojasca și Filipeștii de Pădure

Componenți chimici	SiO_2, %	Fe, %	Al, %	Ca, %	Mg, %	Mn, %	Na, %	K, %
Filipeștii de Pădure	45,71	10,97	6,23	6,98	1,77	0,14	3.24	1,90
Ojasca	47,36	12,41	7,93	7,72	1,76	0,54	5,89	0,74

În tabelele 2 și 3 se dau datele principale ale acestor curbe de dispersie, considerînd posibilitățile de recuperări pentru cenuși de 10 și 20.

Din aceste tabele reiese că din cărbunii de Filipeștii de Pădure sortul 0—50 mm se poate obține prin separări în lichide organice maximum 8,23% lignit spălat cu cenușă de 10% și maximum 22% cu cenușă de 20%, recuperările fiind considerate față de proba luată.

Din lignitul de Ojasca s-ar putea obține prin separări în lichide organice maximum 5,15% lignit spălat cu cenușă de 10% și maximum 17,24% cu 20% cenușă, pentru sortul 0—50 mm.

Curbele de dispersie în clorura de zinc indică:

Pentru ligniții de Filipeștii de Pădure recuperări de:

0 % pentru cenușă de 10%
10,78% pentru cenușă de 20%

Pentru ligniții de Ojasca recuperări de:

0 % pentru cenușă de 10%
13,5 % pentru cenușă de 20%

Ambele serii de curbe indică că atît la cărbunii de Filipeștii de Pădure, cît și la cei de Ojasca, sortul 0—50 mm este greu de preparat.

Din compararea curbelor de dispersie obținute în lichide organice cu cele obținute în so-

Tabela 2

Caracteristicile curbelor de dispersie în soluție de $ZnCl_2$ pentru ligniții de Filipeștii de Pădure și Ojasca, sortul 0—50mm

Lignit	Filipeștii de Pădure			Ojasca		
	0—50 mm (44,73% din probele luate) avînd 41,70% cen. 105°C			0—50 mm (41,9% din producția minei) avînd 40,40% cenușă 105°C		
Sortul	0—30 mm (38,29% din probele luate) cu 43,3% cenușă la 105°C		30—50 mm (6,44 % din probele luate) cu 29,00% cen. la 105°C	0—30 mm (36% din probele luate) cu 41,20% cenușă la 105°C		30—50 mm (5,9% din probele luate) cu 34% cen. la 105°C
Clasa mm	0—5	5—30	30—50	0—5	5—30	30—50
Recuperări % din clasa respectivă, pentru :						
a) cenușă 10%	—	—	—	—	—	—
la densitatea	—	—	—	—	—	—
b) cenușă 20%	12,5	61,00	—	33	30	52,50
la densitatea	1,441	1,509	—	1,579	1,442	1,5
Recuperări parțiale față de sortul respectiv, pentru:						
a) cenușă 10%	—	—	—	—	—	—
b) cenușă 20%	4,78	23,36	—	11,88	19,80	52,50
Total recuperări din sortul respectiv pentru:						
a) cenușă 10%	—		—	—		—
b) cenușă 20%	28,14		—	31,68		3,10
Total recuperări din probele luate pentru sortul respectiv:						
a) cenușă 10%	—		—	—		—
b) cenușă 20%	10,78		—	10,40		3,10
Total recuperări din probele luate, pentru sortul 0—50 mm:						
a) cenușa 10%	—			—		
b) cenușă 20%	10,78			13,50		

luții apoase reiese că sînt diferențe însemnate : astfel, în lichidele organice se obțin recuperări și cu 10% cenușă, pe cînd în soluțiile de $ZnCl_2$ nu se obțin recuperări pentru această cenușă ; recuperarea cu 20% cenușă, pentru lignitul de Filipeștii de Pădure, din sortul 0—50 mm, este de 22% din producția totală, pe cînd prin separare în soluții de clorură de zinc este doar de 10,78%.

Luîndu-se în considerare aceste date, rezultă că pentru ligniți curbele de dispersie trebuie executate într-un mod diferit decît pentru cărbunii superiori, porii ligniților îmbibîndu-se cu soluțiile grele respective. De aceea, conform indicațiilor date de literatură, s-a lucrat în paralel în soluții grele și lichide organice, lignitul introdus în lichidele organice avînd umiditatea de mină, deci porii fiind îmbibați cu apă (nefiind miscibilă cu lichidele organice utilizate), rezultatele n-au fost influențate.

Pentru a îndepărta posibilitatea îmbibării porilor și capilarelor ligniților cu lichidele în care se face separarea, s-a căutat să se supună separării ligniți pretratați termic la temperaturi de cca. 300°C (sfertcarbonizare) și la temperaturi de 500—550°C (semicarbonizare).

Prin sfertcarbonizare s-a căutat să se obțină o umplere a porilor existenți sau o asudare a lor cu gudroanele ce încep să se degaje la această temperatură, astupîndu-se astfel o mare parte din pori și mărindu-se tensiunea superficială a suprafețelor granulelor de lignit față de apă. Cărbunele astfel tratat va avea deci o mai mică capacitate de umezire față de apă, va fi deci mai ușor de preparat pe cale umedă și, în același timp, va necesita o cantitate mai mică de liant pentru brichetare.

In ceea ce privește lignitul semicarbonizat, acesta își va mări porozitatea și capilaritatea inițială, va avea însă pori deschiși, care nu vor reține soluțiile grele, și își va mări tensiunea superficială. Urmărind aceste ipoteze, s-au pretratat termic ligniții de Filipeștii de Pădure și Ojasca, cîte 15 kg, într-un cuptor rotativ la ~300°C și 500°C, măsurat în centrul cuptorului.

Randamentele au fost cuprinse între 50 și 60% pentru sfertcarbonizare și între 45 și 50% pentru semicarbonizare.

Tabela 3

Caracteristicile curbelor de dispersie în CCl_4 + benzină pentru lignitii de Filipeştii de Pădure şi Ojasca, sortul 0—50mm

Lignit	Filipeştii de Pădure				Ojasca			
	0—50 mm (44,73% din probele luate) avînd 41,70% cenuşă 105°C				0—50 mm (41,9% din producţia minei) avînd 40,40% cenuşă 105°C			
Sortul	0—30 mm (38,29% din probele luate) cu 43,40% cenuşă la 105°C			30—50 mm (6,44% din probele luate) cu 29,00% cen. la 105°C	0—30 mm (36% din probele luate) cu 41,20% cenuşă la 105°C			30—50 mm (5,9% din probele luate) cu 34% cenuşă la 105°C
Clasa mm	0—5	5—10	10—30	30—50	0—5	5—10	10—30	30—50
Recuperări % din clasă pentru:								
a) cenuşă 10%	—	37,00	—	67,00	9,00	18,5	9,00	24
la densităţi	—	1,336	—	1,365	1,349	1,347	1,329	1,354
b) cenuşă 20%	16,00	55,75	52,00	87,50	34,00	51,00	35,00	64,50
la densităţi	1,350	1,463	1,430	1,631	1,519	1,505	1,455	1,500
Recuperări parţiale faţă de sortul respectiv, pentru:								
a) cenuşă 10%	—	10,25	—	67	2,07	2,62	5,65	24
b) cenuşă 20%	4,43	11,37	26,99	87	7,84	7,20	22,29	64
Total recuperări din sortul respectiv pentru:								
a) cenuşă 10%		10,25		67		10,34		24
b) cenuşă 20%		42,79		87		37,33		64
Total recuperări din probele luate pentru sortul respectiv:								
a) cenuşă 10%		3,92		4,31		3,72		1,43
b) cenuşă 20%		16,38		5,63		13,44		3,80
Total recuperări din probele luate pentru sortul 0—50 mm:								
a) cenuşă 10%			8,23				5,15	
b) cenuşă 20%			22,01				17,24	

In timpul tratamentului termic, din punct de vedere granulometric, lignitii au suferit o degradare apreciabilă datorită încălzirii, avînd loc o mărunţire mai accentuată a bucăţilor de cărbune decît a celor de steril. De asemenea, prin pierderea apei şi a unei părţi din substanţa lor organică sub formă de materii volatile, masa cărbunoasă îşi micşorează greutatea specifică aparentă, pe cînd sterilul şi-o menţine, chiar şi-o măreşte, amestecul fiind deci mai uşor de preparat. Ţinînd seama de aceste fenomene ce se petrec din cauza tratamentului termic, se constată că în timp ce la lignitii bruţi procentul de cenuşă scade pe măsură ce creşte granulaţia, la lignitii sfertcarbonizaţi sau semicarbonizaţi clasele mărunte se îmbogăţesc în cărbune, deci cenuşa lor scade faţă de clasele similare ale lignitilor bruţi. S-au făcut analizele granulometrice şi densimetrice pentru lignitii de Filipeştii de Pădure şi Ojasca, sortul 0—30 mm şi 30—50 mm înainte şi după tratamentul termic.

Prin sfertcarbonizare, lignitul de Filipeştii de Pădure, sortul 0—30 mm (cu cenuşă 41,61%), trece la cenuşa de 46,74%; clasele sale granulometrice 5—10; 10—15; 15—20; 20—25 mm reprezintă 72,06% din sort, avînd cenuşa de 42,16%, în clasele 0—0,5, şi 25—30 mm, reprezintă 17,94% cu cenuşa de 53,13%.

Sortul 30—50%, cu cenuşa de 29,49%, prin sfertcarbonizare şi ciuruire ar putea da sortul 5—30 mm cu 22,92% cenuşă, reprezentînd 70,08% din sortul sfertcarbonizat şi clasele 0—5 şi 30—50 mm cu ~ 45% cenuşă, reprezentînd 19,92%.

Deci, din sortul 0—50 mm, s-ar putea scoate un sort 5—30 mm reprezentînd cca. 29,40 din producţia minei, cu cenuşă de ~ 40%; faţă de lignitul brut, sortul 0—50 mm reprezenta ~ 42% din producţia minei, cu cenuşă de 44%, deci prin sfertcarbonizare şi separări granulometrice nu apare că se pot obţine rezultate cu aplicări practice pentru reducerea cenuşii.

Prin spălarea lignitului pretratat termic, sfertcarbonizat, în lichide grele apoase de densitate 1,1; 1,2; 1,3; 1,4; 1,5; 1,6; 1,7 s-au obţinut curbele de dispersie respective.

Din aceste curbe rezultă: din clasa 0—5 mm se recuperează la densitatea 1,3, cca. 31% cu 25% cenuşă, iar la densitatea 1,6 cca. 68% cu 32% cenuşă.

Procentul de 31% recuperare pentru densitatea 1,3 a cărbunelui sfertcarbonizat arată că într-adevăr prin aplicarea tratamentului termic cărbunele şi-a micşorat capacitatea de a se îmbiba cu soluţiile apoase, căci această clasă pentru lignitul brut, la densitatea 1,3, nu avea nici o recuperare, iar recuperarea pentru cenuşa de 25% era la densitatea 1,4, de cca. 23%.

Considerînd în genere curbele de dispersie, rezultatele practice care se pot lua în considerare sînt următoarele:

Din ligniţii de Filipeştii de Pădure şi Ojasca se recuperează din sortul 0—50 mm după sfertcarbonizare şi separare densimetrică:

	Filipeştii de Pădure	Recuperări Ojasca
Pentru cenuşă de 13%	3,82	3,71
Pentru cenuşă de 20%	10,85	14,87

iar, pentru aceiaşi ligniţi semicarbonizaţi:

Pentru cenuşă de 13%	2,57	0,97
Pentru cenuşă de 20%	7,59	6,91

Din comparaţia curbelor de dispersie pentru aceşti ligniţi pretrataţi termic, se pot trage următoarele concluzii:

— Clasele sorturilor 0—30 mm ale lignitului de Ojasca şi Filipeştii de Pădure se prepară greu; face excepţie clasa 5—30 mm a lignitului de Filipeştii de Pădure care se poate prepara gravimetric.

— Clasele obţinute din sortul 30—50 mm se pot prepara bine; clasa 5—10 mm cel mai bine, însă, întrucît reprezintă o fracţiune prea mică din proba luată (5—6%), practic nu se poate prelucra.

— Comparînd separările obţinute pentru cenuşile de 13 şi 20% pentru cărbunii bruţi, sfert şi semicarbonizaţi, rezultă că:

— o separare gravimetrică pe cale umedă ar fi posibilă în cazul cînd s-ar lucra astfel încît să se îndepărteze fenomenele de îmbibaţie, de umezire ale granulelor de lignit;

— rezultatele obţinute prin spălarea cărbunilor sfertcarbonizaţi sînt apropiate de cele obţinute prin spălarea ligniţilor umezi în lichide organice.

Considerînd faptul că în încercările făcute s-a lucrat cu o sfertcarbonizare prea înaintată, fiind apropiată de semicarbonizare (randamente de 50—60% faţă de 45—50% pentru semicarbonizare), lucrările ar trebui reluate, randamentele de spălare trebuind să fie mai ridicate.

Pentru a reduce apreciabil cenuşa ligniţilor mărunţi de Filipeştii de Pădure şi Ojasca nu sînt suficiente simple separări granulometrice, ci ar trebui să se treacă la separări gravimetrice.

Incercări pentru delimitarea cărbunilor bruni de huile la clasificarea lor

Ing. **N. M. Ionescu** şi ing. **N. D. Duinea**

Problema clasificării precise a cărbunilor a preocupat pe toţi cercetătorii în materie, încă de la primele studii efectuate asupra cărbunilor.

Datorită importanţei ei atît din punct de vedere pur ştiinţific, cît mai ales practic, problema a fost studiată pe căi foarte variate şi cu toată atenţia, avîndu-se ca obiectiv principal stabilirea de indici calitativi, care să dea indicaţii cît mai precise despre posibilităţile de utilizare a cărbunilor respectivi.

Cele mai frecvente dintre proprietăţile chimice şi fizice ale cărbunilor, folosite pentru clasificare, sînt:

a) analiza tehnică (umiditate, materii volatile, cărbune fix), inclusiv puterea calorică;

b) analiza elementară şi diferite raporturi numerice, care rezultă din analiza elementară, ca: C/H; C/O; O/H, modulul Wieluch etc.;

c) însuşirile fizice ale cărbunelui în perioada înmuierii lui prin încălzire: plasticitatea, viscozitatea (fluiditatea), umflarea, contracţia, aglutinarea şi cocsificarea;

d) extracţia, cu ajutorul solvenţilor organici şi anorganici;

e) vîrsta geologică drept criteriu de clasificare;

f) clasificarea pe baza constituenţilor petrografici;

g) clasificarea tehnologică din punctul de vedere al posibilităţii de folosire a cărbunilor pentru diferite scopuri;

h) clasificarea comercială din punctul de vedere al sortimentelor şi al metodelor de prelucrare anterioară (cărbune ocnă, cărbune spălat sau spălat special etc.).

Piedica cea mai mare, care s-a ivit în calea cercetărilor, a fost neomogenitatea cărbunilor,

caracteristică ce se datorește atît materialului genetic din care aceştia provin, cît şi transformărilor multiple pe care le-au suferit în timpul încarbonizării, din care cauză există mai multe tipuri de cărbuni, care se pot încadra numai cu greu în limitele clasificării elaborate pe baza unei însuşiri oarecare fizice, chimice sau petrografice.

Alţi factori care îngreuiază încercările de clasificare sînt :

a) complexitatea compoziţiei chimice a cărbunilor proveniţi din diferite materiale vegetale, care au suferit procese biochimice şi geochimice foarte diferite şi despre care chimia cărbunelui nu a dat pînă în prezent un răspuns complet ;

b) trecerea diferitelor clase de cărbuni una în alta constituie un şir neîntrerupt, din care cauză limitele claselor — stabilite pe baza unor proprietăţi — nu corespund întocmai claselor stabilite pe baza altor proprietăţi ; prin urmare, diferitele clase de cărbune se întrepătrund ;

c) numărul diferit de clase în fiecare dintre clasificări ;

d) nomenclatura neuniformă a claselor ;

e) lipsa de standardizare pe scară internaţională a metodelor de cercetare şi de notare a diferitelor însuşiri ale cărbunilor ;

f) greutăţile rezultate din neuniformitatea denumirilor cărbunilor cercetaţi.

Din motivele arătate, clasificările individuale folosite în diferite ţări sînt suficiente pentru determinarea tipurilor de cărbuni proprii, în schimb — în discuţiile asupra cărbunilor pe scară internaţională — aceste clasificări nu duc la o înţelegere completă.

Avînd în vedere că cele mai numeroase cercetări şi încercări de clasificare s-au efectuat asupra huilelor, ele constituind materia primă pentru cel mai important produs de prelucrare — *cocsul* —, majoritatea clasificărilor se referă la acest sort de cărbuni şi, într-o măsură mult mai mică, la cărbunii antracitoşi, folosiţi deseori ca adaosuri în şarjele de cărbuni supuse cocsificării.

Clasificările cele mai folosite şi mai caracteristice sînt :

1) clasificarea Regnault-Grüner-Bone ;
2) clasificarea folosită în S.U.A. ;
3) clasificarea Congresului din Canada din 1913 ;
4) clasificarea engleză ;
5) clasificarea R.P.R., conform STAS 3632-52;
6) clasificarea poloneză ;
7) clasificarea sovietică, după L. M. Sapojnikov.

Primele patru clasificări sînt mai vechi, destul de incomplete şi neprecise din punctul de vedere al caracterizării posibilităţilor de transformare a cărbunelui în cocs.

Clasificarea R.P.R. încearcă şi reuşeşte — în parte — să înlăture aceste neajunsuri, totuşi se mărgineşte şi ea aproape numai la o clasificare teoretică.

Ultimele două clasificări sînt mult mai complete (în special cea poloneză) insistînd, în primul rînd, asupra clasificării huilelor pe baza aptitudinii lor de cocsificare.

Nici una dintre clasificările sus-menţionate nu precizează însă clar limita dintre cărbunii bruni şi huile pe scara de încarbonizare a cărbunilor, fapt de importanţă nu numai pur ştiinţifică, dar şi practică pentru valorificare.

În decursul timpului, au fost făcute de către diverşi cercetători nenumărate încercări izolate, în scopul găsirii unei căi de delimitare a cărbunilor bruni de huile, fără a se obţine însă rezultate concludente, fapt datorit — cum s-a crezut pe vremea aceea — numărului insuficient de probe cercetate. Pentru lămurirea definitivă a acestei probleme, Grupa de clasificare din cadrul Comitetului Economic European de pe lîngă O.N.U. a însărcinat, în cursul lunii iunie 1955, Institutul de Mine din Freiberg/Sa (R.D.G.) cu elaborarea unei metode de laborator pe baza căreia să se poată stabili precis limita dintre cărbunii bruni şi huile.

Colectivul de experţi, alcătuit — în acest scop — din delegaţii mai multor ţări, a executat, timp de mai multe luni, sub conducerea prof. dr. E. Rammler, o serie de lucrări premergătoare, în scopul stabilirii metodelor celor mai proprii pentru realizarea scopului sus-amintit. La aceste lucrări, au participat delegaţi din 12 ţări, care au continuat apoi cercetarea probelor de cărbune trimise de 16 ţări. Potrivit instrucţiunilor date, a trebuit ca probele să fie alcătuite — pe cît posibil — din *cărbuni de tranziţie,* adică să fie cărbuni bruni în faza de trecere spre huile.

Din R.P.R. au fost trimise pentru cercetare în total şase probe de cărbune, şi anume cîte o probă medie de la exploatările miniere Lonea, Petrila, Aninoasa, Vulcan, Lupeni şi Uricani.

Tot cîte şase probe au mai trimis C.S.R. şi Iugoslavia, urmate de S.U.A. cu cinci probe, U.R.S.S. şi R.P.U. cu cîte patru probe, Austria cu trei probe, R.P. Polonă şi Regatul Unit cu cîte două probe şi R.D.G., R.F.G., Canada şi Malaya cu cîte o probă.

În plus, faţă de metodele de lucru stabilite de către colectivul de experţi, în R.P. Polonă s-au făcut încercări pentru determinarea conţinutului de grupe metoxilice în huile şi în cărbunii bruni, totuşi nu au putut fi prezentate suficiente rezultate pentru ca metoda să poată fi luată în considerare în lucrările ce urmau a fi executate.

Metode folosite pentru delimitarea huilelor de cărbuni bruni

În acest scop, au fost propuse mai multe metode, dintre care trei au fost considerate ca fiind cele mai caracteristice, şi anume :

1) reacţia cu acid azotic diluat,
2) reacţia cu hidrat de sodiu şi
3) fluorescenţa extrasului bituminos.

Reacţia a doua a fost extinsă pînă la determinarea cantitativă a acizilor humici (metoda D.J.W. Kreulen).

Discuţia rezultatelor aplicării metodelor propuse

1. *Reacţia cu acid azotic diluat.* S-a determinat transparenţa (coeficientul de extincţie) soluţiilor obţinute prin tratarea la cald a cărbunilor cu acid azotic diluat (1 : 9). Determinările au fost făcute — în paralel cu cele de la Freiberg/Sa (R.D.G.) — în mai multe alte ţări (C.S.R., R.P.U., R.P.F. Iugoslavia şi S.U.A.).

Cu ocazia precizării metodelor de cercetare care au precedat studiul probelor de cărbune, se stabilise ca limită între cărbunii bruni şi huile o transparenţă de 70% a soluţiei de extracţie cu acid azotic diluat, stabilită cu un fotometru. Cărbunii care dau rezultate mai mari decît 70% sînt consideraţi huile, iar cei cu rezultate mai mici decît 70% sînt consideraţi cărbuni bruni.

Cu toate că această metodă este considerată simplă ca execuţie, deci uşor de reprodus, nu s-au putut obţine rezultate concludente în ce priveşte trasarea unei limite categorice între cărbunii bruni şi huile.

Cercetarea cărbunilor din R.P.R. prin această metodă a arătat că toate cele şase probe — fără excepţie — sînt huile, ceea ce nu este just. De asemenea, cărbunele de la Kakanj — R.P.F. Iugoslavia (proba 1), care are toate caracteristicile unui cărbune brun, este clasificat prin această reacţie drept huilă. În schimb, cărbunele de tranziţie polonez (proba 33) este clasificat drept cărbune brun prin această metodă, pe cînd toate celelalte metode îl caracterizează drept huilă.

În plus, chiar rezultatele obţinute pentru acelaşi cărbune în mai multe laboratoare diferite prezintă diferenţe foarte mari între ele. Astfel, pentru cărbunele cehoslovac nr. 23 rezultatele variază de la 65 la 89%, iar pentru cărbunele nr. 24 între 50 şi 77%, ceea ce este inadmisibil, întrucît situează aceeaşi probă o dată în categoria huilelor şi altă dată în categoria cărbunilor bruni.

Deoarece, pe de o parte, prin această metodă unii cărbuni bruni apar ca huile, iar unele huile apar drept cărbuni bruni şi, pe de altă parte, înseşi rezultatele metodei prezintă o împrăştiere prea mare, *colectivul de experţi consideră că metoda nu poate fi considerată concludentă pentru delimitarea cărbunilor bruni de huile.*

2. *Reacţia cu soluţie alcalină de hidrat de sodiu.* Coeficientul de extincţie al soluţiei de hidrat de sodiu variază, de asemenea, între limite foarte largi pentru acelaşi cărbune. Astfel, cărbunii cehoslovaci nr. 23 şi nr. 24, deveniţi a fi cărbuni tipici de tranziţie, au coeficienţi de extincţie de 0,43 şi 0,37 prezentaţi de un laborator şi de 0,26 şi 0,08 prezentaţi de un alt laborator. Limita coeficientului de extincţie pentru cărbune brun-huilă fiind 0,5, înseamnă că, în conformitate cu aceste date, una dintre probe este sigur cărbune brun, cealaltă fiind îndoielnică.

Prin această reacţie, cinci dintre cele şase probe din R.P.R. sînt considerate huile, afară de proba nr. 21 (Lonea), care, avînd un coeficient de extincţie de 0,6, se clasifică drept cărbune brun, ceea ce nu este just, întrucît Lonea este un cărbune tipic de tranziţie. De altfel, greşeala rezidă în însăşi metoda de cercetare, care fixează valoarea de 0,50 ca limită de trecere de la cărbunele brun la huile, ignorînd existenţa cărbunilor de tranziţie.

Însuşi colectivul de experţi arată că această metodă — deşi poate fi considerată rapidă în ce priveşte execuţia — este totuşi nesigură, din care cauză *prezintă pentru cercetări numai o importanţă secundară.*

3. *Fluorescenţa extrasului bituminos.* Această determinare s-a lovit de inconvenientul că ţările participante la lucrări au prezentat rezultate cu diferenţe atît de mari, încît nu putea fi vorba de o comparaţie între ele, ceea ce a determinat pe experţi să refuze a folosi această metodă pentru trasarea unei limite între cărbunii bruni şi huile.

4. *Metoda combinată a fluorescenţei extrasului bituminos cu transparenţa soluţiei de extracţie cu acid azotic diluat.* Această metodă combinată a fost propusă de către delegaţia R.D.G., obţinîndu-se un indice „*K*", ce se calculează cu ajutorul formulei următoare :

$$K = \frac{F}{100 - P},$$

în care :

F este fluorescenţa extrasului de bitumen;
P — transparenţa soluţiei de extracţie (acid azotic diluat).

Pentru $K < 1$ este vorba de cărbune brun.
Pentru $K > 1$ este vorba de huilă.

Pe baza acestei metode, cele şase probe din R.P.R. au fost grupate integral în clasa huilelor, inclusiv proba nr. 21 (Lonea), care — prin celelalte metode — fie că era la limita de trecere, fie că era încadrată în clasa cărbunilor bruni. De asemenea, cele două probe cehoslovace (nr. 23 şi nr. 24) — cărbuni de tranziţie — sînt grupate la huile, cu toate că reacţia cu hidrat de sodiu le situează în clasa cărbunilor bruni.

Experţii R.D.G. pretind că, prin această metodă, devine posibilă distingerea netă a huilelor de cărbunii bruni pe o bază ştiinţifică. Într-adevăr, rezultatele obţinute sînt reproductibile, fără abateri sensibile între ele care să le facă de necomparat, cum se întîmplă la unele dintre celelalte metode. Ţinînd însă seama de

rezultatele obținute pentru cele șase probe din R.P.R. și, mai ales, de gruparea cărbunelui Lonea ca huilă (în loc de cărbune de tranziție), cum și de gruparea tot ca huile a cărbunilor tipici de tranziție cehoslovaci (probele nr. 23 și nr. 24), se poate considera că această metodă supraapreciază calitatea cărbunelui.

Colectivul de experți consideră că din rezultatele obținute — cu toate că sînt fundate științific și fără împrăștieri mari — *nu se poate trage o concluzie practică privind delimitarea huilelor de cărbunii bruni, deoarece ele supraapreciază calitatea cărbunilor; așadar, în esență, metoda nu este satisfăcătoare din punctul de vedere al preciziei.*

5. *Cantitatea de cărbune solubil în alcalii.* Această metodă este în strînsă legătură cu determinarea coeficientului de extincție de la extracția cărbunelui cu soluții alcaline. Se evită intenționat termenul de „acizi humici", deoarece — pe lîngă acizii humici liberi — se extrag simultan și humine.

În cadrul celor șase probe de cărbuni din R.P.R., substanța humică extrasă variază între 0,1 și 4,8% (Lonea), ceea ce este normal. Pentru cărbunii de tranziție cehoslovaci (probele nr. 23 și nr. 24), valorile respective sînt de 0,9 și de 1,5%, ceea ce echivalează cu Vulcan și Petrila-Aninoasa. În schimb, cărbunele de tranziție polonez (proba nr. 33) conține circa 8%, iar cărbunele brun austriac (probele nr. 13 și nr. 14) conține numai 4,1%, respectiv 5,3%, cărbunii bruni iugoslavi (probele nr. 2 și nr. 3) conțin 0,9 și 7,5%, iar cărbunele brun lucios cehoslovac (proba nr. 25) conține 2,6% substanță humică *).

Pe aceste date se bazează concluzia îndreptățită a experților de a considera drept cărbuni cu substanță solubilă în alcalii sub 8% atît cărbunii bruni cît și huilele. Din această cauză, *experții consideră că nu se poate lua în seamă, ca un parametru de bază, cantitatea de substanță cărbunoasă solubilă în alcalii pentru trasarea unei limite chiar aproximative între cărbunii bruni și huile.*

6. *Conținutul de bitumene.* Încă de la început colectivul de experți ține seamă de faptul că nu există legătură între conținutul de bitumen extras din cărbune cu un amestec de alcool-benzen și gradul de încarbonizare al cărbunilor, din care cauză *nici acest parametru nu poate fi luat în considerare pentru trasarea unei limite între cărbunele brun și huilă.*

7. *Indicele de carbon.* Colectivul de experți a încercat să stabilească, pentru indicele de carbon, o valoare reper raportată la masa combustibilă, în scopul trasării unei limite precise între cărbunele brun și huilă.

Din analizele făcute în diferite laboratoare, se constată că, pentru cărbunii cu caracteristici de huile, limita indicelui de carbon scade pînă la 75% (la masa combustibilă). Astfel, proba cehoslovacă nr. 24 — cărbune de tranziție — a dat următoarele rezultate, în cinci laboratoare diferite :

C^{mc} = 76,0%; 74,5%; 75,0%; 76,0%; 76,7%,

În schimb, cu cărbunele brun lucios cehoslovac (proba nr. 26) s-au obținut următoarele rezultate, de asemenea în laboratoare diferite :

C^{mc} = 79,3%; 76,5%; 77,0%; 77,7%; 76,7%.

Așadar, rezultă că domeniile de existență ale cărbunilor bruni și ale huilelor se întrepătrund din punctul de vedere al indicelui de carbon, pe baza căruia, deci, nu poate exista o limită clară de separare a acestor două domenii.

D. J. W. Kreulen a propus, în cursul dezbaterilor, să se ia în considerare indicele de carbon al cărbunelui, după îndepărtarea bitumenelor prin extracție cu amestec de benzen-alcool. Întrucît însă, din cercetările făcute, extrasul de benzen-alcool din cărbune conține în medie circa 77% C, nu intervine o diferență sensibilă între indicele de carbon din cărbunele ca atare și cel extras.

Pentru aceste motive, *colectivul de experți consideră că indicele de carbon nu poate fi folosit ca parametru pentru delimitarea cărbunilor bruni de huile.*

De asemenea, nu pot fi folosiți, pentru delimitarea zonei cărbunilor bruni de huile, indicii de oxigen, de hidrogen și de azot; primul pentru că rezultă din diferența pînă la 100% a sumei procentuale a elementelor componente prin relația : $0\% = 100 - (C+H+S_c+N)$, deci, pe de o parte, însumează toate erorile de determinare pe cale analitică a acestor elemente, iar, pe de altă parte, indicele de oxigen este direct influențat de către indicele de sulf combustibil de cărbune (S_c), care variază în limite foarte largi (circa 0,7—1,0% pentru lignitul de Schitu-Goleşti, 3,5% pentru huila grasă de Cozla și 4—6% pentru cărbunele brun de Șorecani) ; indicele de hidrogen nu poate fi folosit, pentru că variația lui cu gradul de încarbonizare al cărbunelui nu poate fi determinată precis, datorită atît apei de cristalizare din masa minerală a cărbunelui, cît și faptului că indicele de hidrogen pentru cărbunii bruni și pentru huile se confundă deseori sau diferența dintre ei este mai mică decît eroarea admisă între două determinări paralele ; nici indicele de azot nu poate fi luat în considerare, întrucît proporția lui în cărbune este întîmplătoare și depinde de natura materiei prime care a stat la baza formării cărbunilor, fără a avea vreo legătură cu gradul de încarbonizare.

*) Marea diferență de solubilitate în alcalii se datorează, în special, faptului că conținutul de acizi humici din cărbune nu este proporțional cu gradul de încarbonizare al cărbunelui, fapt dovedit de D. J. Kreulen și de F. G. Kreulen-van Selms în lucrarea : *„Neue Untersuchungen über die Huminsäurem und ihre Rolle in der Kohlengenese"*, Brennstoff-Chemie, ianuarie, 1956, pag. 14—19.

8. *Umiditatea de echilibru.* Colectivul de experţi a examinat posibilitatea folosirii umidităţii de echilibru a cărbunelui (moisture holding capacity), stabilită la temperatura de 30°C şi la o umiditate relativă a aerului, de 96% ca parametru pentru delimitarea cărbunilor bruni de huile.

Comparînd însă rezultatele cercetărilor, se constată că unii cărbuni de tranziţie (nr. 33 polonez sau nr. 24 cehoslovac) conţin o umiditate de echilibru — raportată la cărbunele considerat fără cenuşă — de 21%, respectiv de 25,4—27,4%. În schimb, există cărbuni bruni cu o umiditate de echilibru sub 10%, ca de exemplu cărbunii bruni austrieci (probele nr. 13 şi nr. 14) şi cărbunii bruni cu umiditatea de echilibru cuprinsă între 10—20%, ca de exemplu cărbunii iugoslavi (probele nr. 2, 3 şi 4), cel din U.R.S.S. (proba nr. 15) şi cărbunii din R. P. Ungară (probele nr. 27, 28 şi 29).

Datorită acestor rezultate contradictorii, colectivul de experţi consideră că *umiditatea de echilibru nu poate fi folosită ca un criteriu pentru trasarea unei limite precise între cărbunii bruni şi huile.*

9. *Puterea calorică a huilelor.* Colectivul de experţi a propus folosirea, ca parametru de clasificare internaţională, a puterii calorice superioare, raportată la cărbunele considerat fără cenuşă, dar conţinînd umiditatea sa de echilibru la 30°C şi la o umiditate relativă a aerului de 96%.

Din cercetarea rezultatelor obţinute, se constată că există cărbuni bruni care au o putere calorică mai mare decît unele huile mai slab încarbonizate, ceea ce este uşor de explicat prin faptul că, aşa cum s-a arătat la punctele 7 şi 8, cărbunele brun poate avea un conţinut de carbon (hotărîtor pentru puterea calorică) mai mare decît huilele şi invers, poate avea un conţinut de umiditate de echilibru mai mic decît huilele, ceea ce influenţează calculul puterii calorice raportată la cărbunele considerat fără cenuşă (dar cu umiditate de echilibru).

În urma lucrărilor colectivului de experţi, *s-a acceptat — prin compromis şi în lipsa unui alt parametru — ca limită între huilă şi cărbunele brun, puterea calorică superioară de* 5 700 kcal/kg, *raportată la cărbunele considerat fără cenuşă, dar conţinînd umiditatea de echilibru,* cu toate că nici în acest fel nu se trasează o limită riguroasă între cele două mari clase de cărbune.

Această cifră a fost acceptată de către colectivul de experţi numai în ce priveşte clasificarea internaţională a cărbunilor, urmînd ca pentru problemele interne ale fiecărei ţări să se folosească clasificările naţionale respective.

Concluzii

Din cele arătate în expunerea de faţă şi din concluziile trase de către colectivul de experţi, rezultă că problema găsirii unei metode sigure pentru deosebirea categorică a cărbunelui brun de huile este departe de a fi fost soluţionată. În acest scop, au fost experimentate — în total — nouă metode diferite de lucru pe mai multe probe de cărbune, fără ca vreuna dintre ele să corespundă întocmai scopului urmărit.

S-a constatat că unele dintre metode nu sînt aplicabile, deoarece inversează scara de încarbonizare a cărbunilor, clasificînd cărbunii bruni drept huile şi invers (cazul metodei conţinutului de carbon sau al metodei umidităţii de echilibru).

S-a constatat, de asemenea, că metodele nu sînt comparabile între ele, în sensul că acelaşi cărbune este considerat drept huilă după unele metode şi cărbune brun, după alte metode.

Singura metodă admisă de către experţi, aptă de a fi folosită cu oarecare aproximaţie la stabilirea unei limite între cărbunii bruni şi huile este puterea calorică, considerînd ca limită 5 700 kcal/kg raportat la cărbunele considerat fără cenuşă, dar cu umiditatea sa de echilibru la 30°C şi 96% umiditate relativă a aerului. Totuşi, colectivul de experţi păstrează o oarecare rezervă şi în ce priveşte reuşita delimitării zonei cărbunilor bruni de zona huilelor prin această metodă.

Concluzia generală, ce se poate trage din rezultatele lucrărilor descrise în expunerea de faţă, este nereuşita stabilirii unei metode valabile pentru delimitarea riguroasă a zonei cărbunilor bruni de zona huilelor şi că, în acest sens, mai trebuie efectuate încă multe cercetări, în vederea stabilirii cel puţin a principiului metodei ce urmează a fi folosită în acest scop.

Concluzia de mai sus dovedeşte însă limpede stadiul înapoiat în care se mai află chimia cărbunilor şi, în special, lipsa de colaborare şi de schimb de experienţă între ţările cu o industrie carboniferă mai dezvoltată, din care cauză eforturile izolate ale unor cercetători rămîn — în general — fără succes, sau cu rezultate valabile numai local.

Pentru înlăturarea acestui neajuns şi pentru atingerea scopului urmărit, este necesară în primul rînd o îndelungată experimentare în cît mai multe ţări a metodelor de lucru propuse şi totodată standardizate, inclusiv a aparaturii respective fabricate — pe cît posibil — de către o singură întreprindere de specialitate, iar rezultatele obţinute pe cît mai multe şi mai

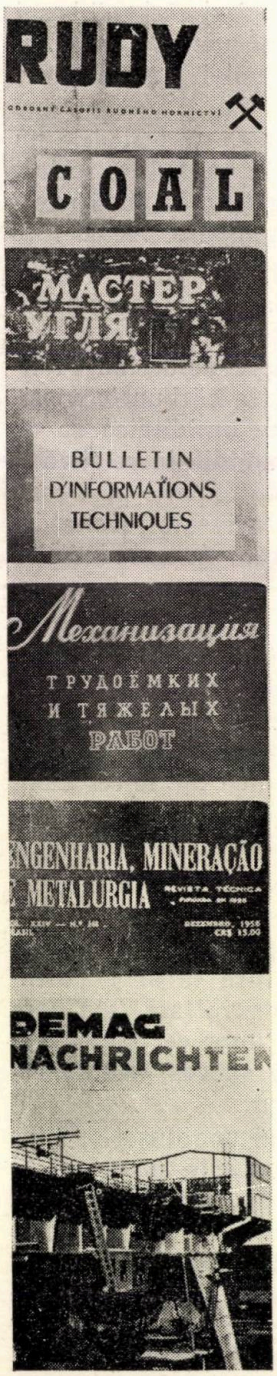
variate probe de cărbune să fie periodic confruntate şi comparate între ele. În felul acesta, se vor evita cel puţin nepotrivirile flagrante dintre rezultatele obţinute pentru aceiaşi cărbuni cu aceleaşi metode de lucru şi se va face un pas mare înainte, spre elaborarea unor metode de cercetare cu rezultate sigure.

Bibliografie

[1] * * * : *Bericht der Expertengruppe über die Arbeiten zur Festlegung einer Grenzlinie zwischen Steinkohlen und Braunkohlen* (Ligniten, Freiberg/Sa, 1957).

[2] Kreulen D. J. W. şi Kreulen F. G.-van Selms: *Neuere Untersuchungen über Huminsäuren und ihre Rolle in der Kohlengenese*, Brennstoff-Chemie, vol. 1—2, ianuarie 1956, pag. 14—19.

Documentare



Havlenko D. O.: **Despre capacitatea şi durata optimă de funcţionare a minelor din bazinul Moscovei.** (O ţelezoobraznih moscinostiah i srokah slujbî şaht Podmoskovnogo baseina), Ugol, 1957, nr. 5, mai, pag. 20—23, 4 tabele.

Tipul cel mai răspîndit de mină din bazinul Moscovei este cel cu capacitatea de 1 000 t/zi, deşi productivitatea muncii în minele mari este cu 40—50% mai mare şi preţul de cost de 1,5—2 ori mai mic decît în minele mici, Cercetările recente au dovedit că cea mai indicată capacitate pentru condiţiile din acest bazin este de 1 500 t/zi şi în condiţii favorabile de zăcămînt de pînă la 3 000 t/zi, iar durata de funcţionare optimă a unor astfel de mine este de 20—25 ani.

* * * : **Perspectivele dezvoltării perforării găurilor de mină adînci în roci tari cu perforatorul.** (Perspectivi razvitia perforatornogo burenia, glubokin skvajin v krepkih gornih porod). Gornîi Jurnal, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 10—14, 3 fig. 2 tabele, 7 ref. bibl.

Perforarea găurilor lungi de mină se poate face percutant, rotativ sau rotopercutant. Consumul specific minim de lucru mecanic este cel dat de lucrul cu perforatorul şi maxim cel dat de sondezele rotative. În cazul regimului percutant perforarea este mai efectivă, permiţînd realizarea unei mai mari viteze de perforare şi o uzură mai redusă a tăişului. Perforatoarele înecate cu frecvenţa mare de lovire şi cu mai multe pistoane sînt cele mai moderne construcţii de perforatoare, capabile de a dezvolta puteri mari la greutăţi reduse. Astfel, tipurile PS-50 şi PP-50 au în medie greutăţi de 10—18 kg/CP. Aceste tipuri de perforatoare pot fi deservite de un singur om, nu fac zgomot şi datorită faptului că lucrează cu sfredele scurte necesită o cantitate redusă de oţel de sfredele.

O. Vojkorsky: **Plugul screper pentru exploatarea stratelor subţiri de cărbune.** (Skrabakovy pluh pro dobivani nizkych uhelnych sloji), Uhli, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 113—115, 13 fig.

Se descrie extragerea cărbunelui din stratele subţiri cu ajutorul plugului rapid. Se prezintă echipamentul mecanic, metodele de lucru, experienţele în exploatare şi rezultatele obţinute în abatajul experimental al minei Hlubina din bazinul Ostrava.

* * * : **Noile tipuri de combine** (A continuous miner series). The Mining Journal, 1957, 12 aprilie, 460 pag.

Combina Joy de tip nou (1 CM-2) este capabilă a tăia cărbunele în strate de peste 1,3 m grosime, cu o capacitate de 4 t/min. O caracteristică în plus a acestei maşini este marea flexibilitate în plan orizontal, care-i permite să urmărească cît mai complet stratul de cărbune. La noile tipuri, s-au prevăzut şi perforatoare speciale pentru perforarea găurilor, în vederea aplicării susţinerii ancorate simultan cu tăierea cărbunelui.

Schmidt H.: **Maşini, dispozitive şi instalaţii pentru mine la Tîrgul de la Leipzig 1957.** (Maschinen, Geräte und Anlagen für den Bergbau auf der Leipziger Frühiahrmesse 1957), Bergbau Technik, 1957, nr. 5, mai, pag. 227—249.

Tîrgul de la Leipzig este una dintre manifestările tehnice anuale care îşi măresc continuu volumul. Dintre cele mai interesante exponate, se citează două sondeze tip turbobur de construcţie sovietică, pentru găurire pe toată secţiunea sau pentru carotaj continuu. Instalaţii similare sînt şi cele pentru forajul puţurilor tip UKB-3, 6, care pot fora puţuri cu diametre de 3,2—3,6 m la adîncimi de circa 300 m, cu avansări lunare de 80 m, avînd o putere instalată de 2 000 kW şi o greutate totală de 1 000 t. De asemenea, a fost prezentat şi întregul utilaj folosit la săpările de puţuri obişnuite, care permite realizarea unor viteze de 200 m/lună.

Dintre perforatoare, sînt citate două construcţii din R.P. Chineză: tipul PT-17 de 21 kg şi 1 700 percuţii/min şi PA-45 de 45 kg şi 1 650 percuţii/min. Ca maşini de încărcat, seria Salzgitter cu cupe de 100—400 l capacitate a stîrnit cel mai viu interes, dat fiind gama de lucrări pe care le pot deservi (de la secţiunea de 4 m^2 la secţiunea de 12 m^2).

Ca maşini de tăiat, se citează hidromonitorul tip GIG 5, ce lucrează la 40—60 at şi debite de 4 m^3/min, putînd tăia 500—700 t cărbune/schimb şi haveza WLE-50-S (2,7 t), ambele fiind construite în R.P.P.

Pentru aerajul lucrărilor miniere în fund de sac, au prezentat interes ventilatoarele de tub de fabricaţie poloneză, cu acţionare electrică sau pneumatică, diametrul de 400—600 mm, debite de 75—180 m^3/min şi presiuni de 35—90 mm col. apă, în greutate de 33—196

kg. R.P. Chineză a prezentat un ventilator centrifugal de 24 000 m³/h și unul axial de 36 000 m³/h.

În rest, au fost prezentate variate exponate, referitoare la tehnologia exploatărilor la zi.

Fiser Z.: **Noi linii în dezvoltarea perforatoarelor percutante** (Nove smery vy voje pneumatickych vrtacih bladiu), Rudy, 1957, nr. 5, mai, pag. 157—161, 4 fig.

Sînt comparate construcțiile mai noi de perforatoare percutante din diferite țări, în special tipurile construite în Republica Cehoslovacă, sistem Perman.

Cele două tipuri Perman VK-17 și VK-28 au greutate de 17, respectiv 28 kg, cu un consum de 1,8 și 2,4 m³/min, 2 000 și 1 500 lovituri/min și turația reglabilă de 150—350 rot/min.

Driver R.: **Planificarea și organizarea săpărilor rapide.** (Planning and organisation of high-speed tunnelling), Transactions of the Institution of Mining Engineers, vol. 116, 1957, martie, pag. 482—497; 3 fig., 8 tabl. 2 ref. bibl.

În articol se face o comparație, din punct de vedere economic și productiv, a diferitelor procedee tehnice și utilaje folosite la săpări. Totodată, se prezintă și metodele de organizare a muncii care permit obținerea unei productivități sporite. Se insistă asupra necesității pregătirii cît mai complete a săpărilor, în vederea obținerii unei viteze mai mari. Ca utilaj de perforare, se arată că perforatorul percutant continuă să fie folosit pe scară largă. În ce privește încărcarea, se analizează factorii care influențează mecanizarea acestei operații.

Se analizează o serie de săpări rapide cu înaintări de 5—7 m/zi. Din aceste analize, rezultă că prin mecanizarea încărcării se poate reduce ciclul de săpare cu 40—50%, deși la un ciclu redus se obține o mărire cu 15% a saltului pe ciclu.

* * *: **Cel de-al patrulea colocviu internațional asupra prafului.** (4e colloque internationel sur les poussières), Travail et securité, vol. 9, 1957, nr. 5, mai, pag. 186—187.

Între 28 și 30 martie 1957, a avut loc la Paris al patrulea colocviu internațional în problema prafului, la care au participat peste 200 de specialiști din 14 țări.

În cadrul acestui colocviu, o subcomisie a lucrat în vederea unificării termenilor folosiți în limba franceză, germană și engleză, în problemele legate de praf.

Jäger K.: **Perforarea rotativă în minele de sare.** (Das drehende Bohren im Kalibergbau). Bergbau Technick, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 202—207, 9 fig., 4 tabele.

După o scurtă descriere petrografică a formațiilor geologice în care sînt cuprinse masivele de sare, se descriu perforatoarele și tăișurile pentru perforarea rotativă. Modificarea durității sării impune folosirea unor carburi metalice cu diferite tării. Diferitele forme de tăișuri de sfredel trebuie înlocuite cu tipuri standard, mai ales în cadrul introducerii perforatoarelor rotative rapide pentru toate tipurile de sare. Pentru o evacuare eficientă a măruntului de perforare, trebuie ca pasul spiralei să fie de circa 100 mm.

* * *: **Rezultatele folosirii amonitei pentru stîncă, la săparea lucrărilor miniere.** (Rezultati primenenia scalnogo amonita na prohodceskih rabotah), Gornîi Journal, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 48—49, 1 fig.

Amonita pentru stîncă, folosită în U.R.S.S. din 1956, are un efect similar cu cel al dinamitelor cu conținut ridicat de nitroglicerină, avînd o brizanță de 20—26 mm și o cifră Tranzl. de 450—460 m³. Folosirea acestui exploziv la săparea unui puț a permis, față de folosirea dinaftalitului nr. 1, o mărire a randamentului găurilor cu 30%, reducerea volumului de perforare cu 75% și a consumului de exploziv cu 58%. Neajunsurile principale ale noului itip de exploziv le constituie costul ridicat și cantitatea mare de gaze ce se formează la explozie.

Waller F. H. G. și Byass J.: **Realizarea unei instalații de extracție Koepe la o mină de aur din Africa de Sud.** (Anwendung der Koepeförderung in einer südafrikanischer Goldgrube), Demag Nachrichten, 1957, nr. 147, pag. 13—15, 5 fig.

Puțul la care s-a montat instalația Koepe, avea un diametru de 6 m și o adîncime de 1 050 m, deservea două extracții cu colivii și schipuri și simultan se adîncea. Ceea ce este nou este faptul că pentru prima dată s-a montat o instalație Koepe la un puț orb. Caracteristicile instalației: viteza 12,8 m/s, sarcina utilă 5,45 t, diametrul roții Koepe 5,2 m, iar al celei de conducere a cablului — 4,57 m. Acționarea instalației se face printr-un grup Ward-Leonard. Se menționează că montajul instalației a durat patru luni.

Grundstedt H. G.: **Puțul Clevland folosește pentru prima dată în S.U.A. extracția cu roată Koepe.** (Clevland Cliffs „C" Shaft uses first U.S. Koepe hoisting system), Mining World, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 24—28, 9 fig.

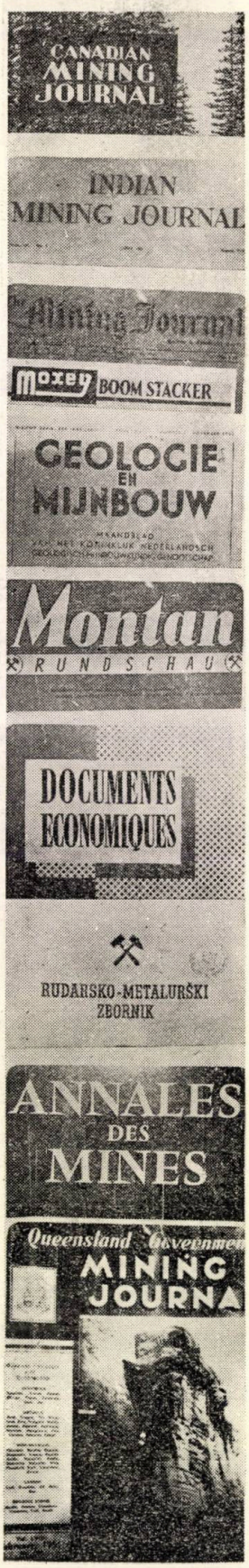
Se descrie prima instalație de extracție sistem Koepe, montată în S.U.A. la o exploatare de minereu de fier. Capacitatea instalației crește la 4 000 t/schimb, iar adîncimea de extracție, actualmente de circa 400 m, va crește pînă la 1 200 m. Instalația de construcție ASEA este una dintre cele mai moderne, avînd asigurată o sincronizare automată a alungirii cablului, printr-un dispozitiv care reglează alungirea la fiecare oprire a instalației. Viteza de extracție este de 9 m/s. Extracția se face cu schip, iar mașina este montată într-un turn de extracție din beton armat. Puterea instalației este de 1 500 CP, fiind acționată prin sistem Ward Leonard.

Renner K.: **O instalație de aeraj secundar ultra-modernă.** (Eine neuzeitliche Sondezbewetterungsanlage), Schlägel und Eisen, 1957, nr. 5, mai, pag. 317—322, fig. 5, tabl. 2.

Autorul prezintă instalația folosită la aerajul unei săpări de galerii cu o lun-

DOCUMENTARE

DOCUMENTARE



gime de 2 400 m şi care necesită un debit de 100 m³/minut. Pentru canalizarea aerului s-au folosit tuburi de aeraj cu diametru de 600 mm, iar depresiunea necesară a fost realizată cu un ventilator electric de tub tip ESN—6—200 II al firmei Korfmann, acţionat de un motor de 14 kW.

Se dau detalii asupra modului în care a fost proiectat şi realizat aerajul precum şi relaţiile de calcul ale principalilor parametri de aeraj. Tuburile de aeraj erau de cauciuc, iar aerajul a fost realizat după sistemul suflant la o depresiune de 200 mm col. apă.

Hanfland C.: **Problema iluminatului în minele de cărbuni şi stadiul actual de dezvoltare** (Probleme der Beleuchtung in Steinkohlengruben und der derzeitige Stand sihrer technischen Entwicklung), Bergbau Rundschau, vol. 9, 1957, nr. 5, mai, pag. 235—242, fig. 3, tabl. 7.

Autorul porneşte de la cerinţele sanitare ale unui bun iluminat insistînd asupra ultimelor cunoştinţe teoretice obţinute de cercetările efectuate în acest domeniu. Totodată se amintesc o serie de norme de iluminare prevăzute pentru lucrările miniere subterane, iar în continuare se prezintă gradul de folosire al diferitelor tipuri de lămpi în diferite ţări. Astfel în 1954 în minele din Anglia 75% din lămpi erau electrice de tipul celor de cască faţă de 6,7% lămpi electrice de mînă. O situaţie oarecum similară se prezintă şi în Franţa în timp ce în Belgia situaţia este inversă. Lămpile de cap sînt în general preferate de muncitor datorită greutăţii lor reduse, modului de susţinere şi posibilităţii de orientare a fascicolului de raze luminoase.

Din punct de vedere economic cheltuielile cele mai reduse de întreţinere sînt necesitate de lămpile electrice de cap (iar pentru iluminatul fix de lămpile cu fluorescenţă).

Walter L.: **O mare spălătorie de cărbuni din Marea Britanie foloseşte mediile dense** (Dense-medium cleaning in Great Britains largest plant). Coal Age, 1956, aprilie, pag. 74—76, fig. 4.

Autorul descrie spălătoria de cărbuni de la Lynemouth cu o capacitate de 800 t/oră şi care se situează printre cele mai mari spălătorii de cărbuni din lume.

Spălarea se face în medii dense folosind procedeul Ridley-Scholes de spălare în două vase: unul la o greutate specifică de 1,4 din care se obţine cărbune curat şi un vas ce separă la o greutate specifică de 1,6—4,7 cărbunele mai greu de 1,4 ce a rezultat din primul vas, şi care eliberează nişte mixte ce sînt supuse unei sfărîmări şi clasări, şi care se reintroduc în primul vas.

Spălătoria este alimentată de o bandă transportoare ce deversează pe ciururi vibrante dotate cu două discuri magnetice ce curăţă cărbunele de materialul feros ce poate pătrunde în cărbune. Ulterior clasarea se face la 200 mm, cărbunele mai mare trecînd în silozul de bulgări şi este supus sfărîmării la 35 mm, iar trecerea este ciuruită la aceeaşi dimensiune cu sfărîmări ulterioare. La parterul instalaţiei se găseşte plasat un depozit de 500 tone magnetită, care prin alimentatoare vibratoare trece în vasele de spălare în medii dense. Magnetita la o tineţe sub 200 ochiuri/ţoi este recuperată prin intermediul unui clasor şi îngroşător, iar magnetita mai mare de această dimensiune este recuperată de un clasor cu greblă, trecută într-o moară cu bile şi reintrodusă în alimentarea vaselor de spălare. In instalaţie funcţionează şi aparatajul necesar recuperării magnetitei prin stropirea cu apă a cărbunelui spălat. Cărbunele sub 35 mm este colectat şi spălat în maşini de zeţaj Baum, după care se clasează la 12 mm. Cărbunele mai mare de 12 mm trece în vasele de spălare cu medii dense, iar cel sub 12 mm împreună cu apa de spălare trece pe patru ciururi de deslămare de 0,5 mm. Trecerea este ulterior îngroşată şi se supune flotaţiei. Refuzul de la zeţaj trece la banda de steril.

In continuare se arată deosebirile prezentate de o nouă instalaţie, cea de la Kent.

* * *: **Exploatarea hidraulică practicată la o exploatare de gilsonit.** (Hidraulische Bergbau der amerikanischen Gilsonitgesellschaft), Schlägel und Esen, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 256—258, fig. 4.

Articolul cuprinde o succintă prezentare a modului în care se exploatează un zăcămînt de gilsonit în statul Utah (S.U.A.) şi care se transportă la suprafaţă pe o distanţă de 115 km printr-o conductă folosind transportul hidraulic la un raport apă: solid egal cu 1:1 (în greutate).

Exploatarea Bonanza a folosit anterior dislocarea cu haveze şi cu explozivi. In prezent exploatarea se face în şaibe de 3 m lăţime şi plasate orizontal, distanţa dintre orizonturi fiind de 120 m. In zăcămînt se practică cu ajutorul unui cărucior de perforare cu două braţe două găuri în care prin sfredelele respective se injectează apoi la o presiune de 140 at prin duze cu diametrul de 7 mm. Tulbureala se scurge pe vatră pînă în jompul puţului de unde este evacuată într-un schip la suprafaţă unde este supusă îngroşării la 1:1 pentru transport.

Morhenn E.: **Săparea galeriilor de preabataj în minele de cărbuni fără sîmbure de puşcare şi folosind găuri paralele** (Das Auffahren von Absbaustreken im Steinkohlenbergbau ohne Einbruch nach dem Parallelbohrloch-Verfahren), Gluckauf, 1957, nr. 19/20, 11 mai, pag. 545—552, fig. 11.

Autorul prezintă pe scurt modul şi materialele folosite la experimentarea puşcării cu găuri paralele la înaintarea unei galerii direcţionale în două strate de 0,7—0,8 m grosime cu înclinare de 15°. In diferitele încercări s-au modificat distanţele dintre găuri, cantitatea de exploziv şi întîrzierile de aprindere, cu scoatere totală a profilului sau cu scoatere selectivă (întîi cărbune şi apoi steril).

Cele mai bune rezultate (înaintare şi consum specific de exploziv) au fost obţinute în cazul puşcării în două trepte, în prima treaptă fiind puşcat cărbunele şi apoi sterilul, după o schemă asimetrică de plasare a găurilor de mină lungi de 2,3 m.

E. D. Garder: **Procedee perfecţionate şi maşini de tip nou măresc productivitatea muncii.** (Refinements in mining methods and new machines raise tons mined per man shrift), World Mining, 1957, 15 aprilie, pag. 39—43.

O trecere în revistă a utilajelor introduse în ultimul an în minele americane.

În exploatările la zi, se observă tendinţa de a mări diametrul găurilor de sondă la 300 mm, realizîndu-le prin procedeul rotativ cu folosirea sapelor spirale. Pentru minereurile tari o dezvoltare destul de largă obţine procedeul termic de forare a găurilor de sondă. Dintre excavatoare, tipurile cu roţi cu cupe importate din R.D.G. sînt recomandate pentru minele de cărbuni. La transportul în cariere se folosesc pe o scară largă autocamioane de mare capacitate (50—90 t).

La săpările de puţuri, s-au introdus cadrele de perforare ce permit funcţionarea simultană a 8—10 perforatoare. La o serie de exploatări, puţurile de aeraj s-au forat rotativ, cu extragerea unei carote cu diametrul de 1,5—3 m.

În ce priveşte perforarea, s-au înregistrat progrese remarcabile în domeniul perforării rotative în roci tari. Ca scheme de împuşcare, cea cu simbure canadian a ciştigat tot mai mult teren. Pentru împuşcare se folosesc găuri de mină cu diametrul din ce în ce mai mare şi totodată capătă o aplicare mai largă încărcarea mecanică a cartuşelor, ceea ce permite obţinerea unei densităţi de încărcare mai mare.

În domeniul transportului subteran, se observă tendinţa înlocuirii ori de cîte ori este posibil a transportului cu vagonete prin cel cu autocamioane. Se menţionează introducerea autocamioanelor electrice, alimentate prin cablu, cu capacitatea de 30 t şi capabile de a circula pe pante de 10% cu viteze de circa 20 km/h. Se observă tendinţa de extindere a folosirii benzilor extensibile la transportul cărbunelui tăiat cu combinele.

Kuhn O.: **Conferinţa internaţională dedicată cercetărilor de presiune a rocilor, Essen** 1956. (Die Internationale Tagung über Gebirgsdruckforschung in Essen 1956), Glückauf, vol. 93, 1957, nr. 15/16, 13 aprilie, pag. 425—446, 44 fig.

Între 17 şi 18 octombrie 1956 a avut loc la Essen o conferinţă internaţională, axată pe problemele de cercetare a presiunii rocilor, la care au participat circa 160 de delegaţi din diferite ţări.

În referatele prezentate la conferinţă, s-a arătat economia pe care o pot aduce industriei miniere cercetările de presiune a rocilor. Referatele au tratat problema deplasării rocilor în jurul excavaţiilor, influenţa susţinerii şi lucrărilor de exploatare asupra presiunii rocilor. Problemele au fost analizate mai mult din punctul de vedere al aparatajului de cercetare folosit.

* * *: **Perforator percutant automotor.** (Un marteau automoteur), L'équipement mécanique, 1957, nr. 331, mai, pag. 21—23, fig. 5.

O serie de şantiere de explorări geologice sînt plasate în regiuni greu accesibile, ceea ce nu permite o dotare mecanică suficientă. Pentru înlăturarea acestui neajuns, a fost realizat un perforator percutant, acţionat de un motor cu explozie, montat chiar la perforator. La punerea în funcţiune, cînd pistonul motor coboară, el aspiră aer care se amestecă cu gazele ce provin din carburator, iar în timpul ridicării pistonului amestecul aer-benzină este comprimat în carter, în acelaşi timp compresorul aspirînd aer. La o nouă coborîre a pistonului, aerul este comprimat şi condus într-un spaţiu plasat sub pistonul de percuţie pe care-l deplasează în sus prin această mişcare, amestecul carburant fiind comprimat şi aprins. Datorită exploziei, pistonul de percuţie este trimis în jos pe un bloc intermediar ce transmite lovitura la sfredel.

Greutatea perforatorului este de 24 kg, la o lungime maximă de 600 mm. Dispozitivul permite executarea de găuri lungi de 4 m, cu un consum de 0,15—0,20 l de benzină pentru fiecare metru de gaură de mină. Rezervorul are o capacitate de 1,5 l.

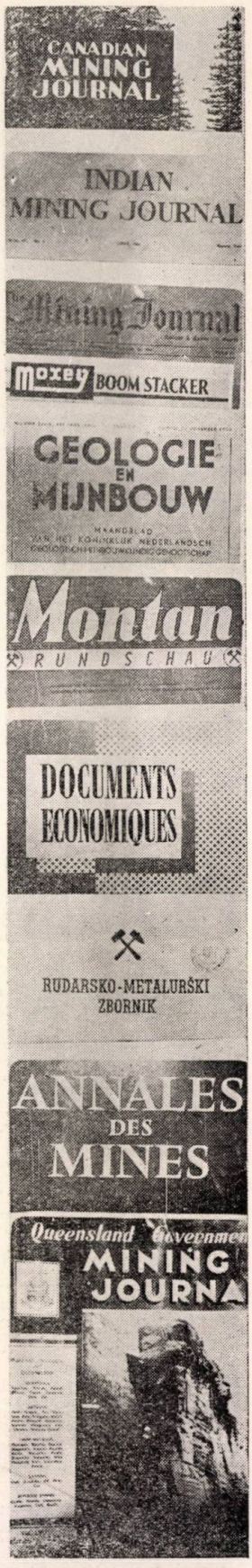
Hanna N. E., Zabetakis M. G., Van Dolah R. W. şi Damon G. N.: **Pericolul de aprindere la împuşcarea cu aer comprimat în minele de cărbuni** (Les risques d'inflammation du tir à l'air comprimé dans les houillères), Revue de l'Industrie Minerale, vol. 39, 1957, nr. 3, martie, pag. 257—275.

Tăierea cărbunelui folosind detenta bruscă a aerului comprimat constituie unul dintre procedeele noi din minerit, căruia i se prevede o largă aplicare. Datorită modului de aplicare, compresorul folosit la comprimarea aerului în cartuşul metalic introdus în stratul de cărbune poate aspira un amestec de metan-aer. Încercările în tunelul staţiei de securitate de la Pittsburg au dovedit că, în cazul în care în aerul comprimat există peste 8% CH_4, la detenta bruscă a aerului este posibilă aprinderea amestecului, cu o întîrziere de ordinul a 6—15 secunde.

Autorii, bazaţi pe încercările lor, afirmă că procedeul Armstrong prezintă pericolul de aprindere a metanului şi, ca atare, acest procedeu nu poate fi aplicat în locurile de muncă unde există peste 1% CH_4.

Ormstan E.: **Maşinile moderne de zeţaj tip Baum** (The modern Baum jig box), The Mining Electrical and Mechanical Engineer, vol. 37, 1957, nr. 439, aprilie, pag. 283—289, 18 fig.

În ultimii zece ani, s-au obţinut progrese remarcabile în construcţia maşinilor de zeţaj. Aceasta se datoreşte, în primul rînd, faptului că noile maşini au fost în aşa fel construite încît fac posibilă spălarea într-o singură celulă a mai multor sorturi de cărbuni la dimensiuni pînă la 200 mm. Se citează maşina de zeţaj tip Baum, care poate spăla cărbune brut cu o capacitate de 500 t/h. După ce se menţionează o serie de realizări ale acestor maşini în spălătoriile moderne de cărbuni, autorul tratează aspectele teoretice şi practice ale zeţajului, cum şi pe cele de proiectare, funcţionare şi întreţinere a maşinilor de zeţaj.



DOCUMENTARE

DOCUMENTARE

* * * **:Simpozionul asupra refrigerenţelor pentru subteran** (Symposium on spot coolers), Journal of the Mine Ventilation Society of South Africa, 1957, nr. 1, ianuarie, pag. 4—27, 2 fig.

În octombrie 1956 la Johannesburg a avut loc un simpozion referitor la răcirea minelor calde folosind instalaţii de refrigeratoare. Au fost discutate construcţiile sud-africane de refrigeratoare locale, folosind diflordiclormetan ca refrigerent, insistîndu-se asupra cerinţelor care se impun acestor instalaţii din punct de vedere al exploatării, aerajului şi întreţinerii. S-a discutat balanţa termică în cazul răcirii aerului, pe baza unor măsurători efectuate la minele din Africa de sud.

Din aceste discuţii rezultă că pe viitor se va pune un larg accent pe folosirea instalaţiilor locale de aeraj, mult mai eficiente decît instalaţiile de răcire de la suprafaţă, sau cele centrale din subteran.

Balat D. S. : **Problema unificării susţinerii metalice a lucrărilor miniere de pregătire** (K voprosu unificaţii metaliceskoi krepi dlia podgotovitelnih gornih vîrabotok), Ugol, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 24—25, 1 fig.

Autorul arată că în prezent în U.R.S.S. există circa 80 de tipuri de armături metalice pentru galerii, fabricate în uzinele Ministerului Industriei Cărbunelui. Pe de altă parte, acelaşi tip de armătură este construit, de mai multe uzine, cu diferite caracteristici constructive.

Se subliniază necesitatea unificării, pe baza normalizării preliminare, a factorilor ce influenţează asupra parametrilor constructivi ai acestor armături.

Unificarea şi normalizarea armăturilor metalice atrag după sine o tipizare a lucrărilor miniere, avînd ca efect reducerea consumului de metal cu circa 8—10% şi mărirea productivităţii muncii cu circa 20%.

J. Cortinez Delfino: **Tunelul nautic pe sub Panama** (Le tunnel pour bateaux sous le Panama). Le monde souterrain, 1957, nr. 100, aprilie, pag. 438—440, 6 fig.

Datorită capacităţii reduse, surpărilor recente şi dimensiunilor prea mici ale ecluzelor, canalul Panama nu-şi îndeplineşte scopul. Realizarea unui alt drum între cele două oceane constituie obiectul unora dintre cele mai mari proiecte în Occident. Între soluţiile propuse, se citează : construirea unui canal în Nicaragua, a unui canal în Mexic, sau a unui tunel maritim în zona Panama. Această ultimă idee prevede construirea a două canale subterane paralele la distanţa de 200 m unul de altul, fiecare avînd o înălţime de 60 m şi o lăţime de 50 m, ambele tunele maritime fiind puse în legătură cu un tunel central feroviar, care va avea o înălţime de 75 m şi o lăţime de 12 m. Tunelele vor permite un transport în sens unic pe o lăţime de 44 m şi o adîncime de apă de 20 m. Vasele urmează a fi tractate în tunel de către tractoare ce se vor deplasa pe cele două bene laterale ale fiecărui tunel. Pentru aerisirea tunelului, se prevede săparea a patru suitori de aeraj pe traseu.

* * * : **Noutăţi de la Tîrgul industriei germane — Hanovra 1957.** (Vorschau zur Deutschen Industrie — Messe Hannover 1957), Steinbruch und Sandgrube, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 131—146, fig. 20.

Dintre exponatele cu caracter minier citäm :

— Agregate de încărcare-descărcare de tip mic pentru deplasarea de material pulverulent, pe principiul excavatoarelor cu elindă, şi cu capacităţi de 30—250 m³/oră.

— Pompe verticale de diametru redus pentru asecare şi care se pot introduce în găurile de sondă. Pompele sînt fie de tipul centrifugal, fie de tipul cu rotor spiral.

— Maşină de transport tip pitic cu benă detaşabilă cu capacitate de 0,9 m. Puterea motorului maşinii este de 15 CP, fiind acţionat cu motor Diesel. Bena este îndepărtată de pe şasiu şi preluată pe şasiu cu ajutorul unor împingătoare hidraulice.

— Concasor Humboldt giratoriu pentru material mărunţit cu alimentare la 110 mm şi capacitate de sfărîmare de 25 m³/h (la 4 mm) sau 60 m³/h la 15 mm. Puterea motorului de acţionare 63 kw.

Arndt F. K.: **Încercarea perforatoarelor la bancul de încercare.** (Prüfung von Bohrhämmern auf dem Bohrprüfstand), Glückauf, 1957, nr. 17/18, 27 aprilie, pag. 508—511, fig. 4.

Autorul arată care sînt scopurile urmărite de încercarea la banc a perforatoarelor după care descrie un utilaj modern de încercare şi care permite şi determinarea perforabilităţii rocilor în diferite forme de perforare (umed, uscat).

Toate mărimile sînt înregistrate pe diagrame a căror citire permite aprecierea modului în care funcţionează perforatorul.

Titman H.: **Experienţele asupra aprinderii metanului de la scîntei de fricţiune** (Revue des experiences sur l'information du grisou pour les étincelles de friction), Annales des mines de Belgique, 1957, aprilie, pag. 65—74, fig. 6.

Autorul prezintă o trecere în revistă a cercetărilor făcute pînă în prezent în acest domeniu. Natura experienţelor efectuate a fost întotdeauna impusă de accidentele cele mai frecvente la epoca respectivă. Metodele moderne de exploatare au făcut să apară noi cauze de pericol şi aceasta a impus reluarea experienţelor în special în ceea ce priveşte scînteile produse la frecarea de metal pe metal.

Scînteile de frecare au diferite forme şi pot da naştere la diferite moduri de aprindere, în special pericolul aliajelor uşoare fiind datorat mai ales combustiunii rapide a metalului. Toate acestea dovedesc că sînt necesare mai multe moduri de experimentare pentru a putea aprecia probabilitatea accidentelor ce pot fi atribuite diferitelor materiale. Se descriu cîteva tipuri de încercări şi rezultatele lor. In ceea ce priveşte aprinderea de la scîntei produse de frecarea rocii pe rocă pînă în prezent nu se poate trage nici o concluzie.

MÜSZAKI KÖNY 1833

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția : București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon : 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria : Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament : Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi : lei 96 anual : — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : lei 30 anual ; — Prețul unui exemplar : lei 5.

I. P. 2 — 187

Lei 5 exemplarul

E 1433

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMIANA - WYMIANA
TAUSCH - OMEHA

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

3

1958

ASIT

Martie
1958
Anul IX
Nr. 3

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI
(DIRECȚIA EXPLOATARILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA** ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

* * *: Ședința Consiliului Central ASIT din 16 februarie 1958 (pag. 99—102).

* * *: Mesaj către oamenii de știință (pag. 103—104).

IANULESCU AL.: Criterii de apreciere în vederea punerii în valoare a unui zăcămînt de substanțe minerale utile (pag. 105—111).

SUPERCEANU C.: Studiu calcografic asupra mineralizației cuprifere de la Deva-Transilvania (pag. 112—125).

EUFROSIN C.: Probleme de geometrie minieră în legătură cu proiecția intersecției planului unei falii cu planul unui strat și determinarea direcției unui strat de cărbune întîlnit în două sau trei sondaje (pag. 125—130).

NOTE

MUREȘEANU V.: Controlul și întreținerea cablurilor de extracție (pag. 131—135).

RĂDULESCU P. și TEICH I.: Probleme actuale ale învățămîntului minier (pag. 136—139).

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

DUINEA N.: Considerații asupra sistemului de clasificare internațională a huilelor și asupra metodelor ISO de determinare a proprietăților respective (pag. 140—143).

DOCUMENTARE

Coperta noastră: Exploatarea de la Teliuc. Încărcarea minereului cu excavatorul

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ORSZÁGOS 1883

REVISTA MINELOR

ANUL IX — NR. 3 — MARTIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

ЯНУЛЕСКУ АЛ.: **Критерии оценки возможностей использования месторождений полезных ископаемых.** Рассматривая ряд критериев, положенных в основу оценки масторождений полезных ископаемых, а именно: промышленые запасы, условия залегания, географическое положение, требования предъявляемые государственным планом, автор приходит к выводу, что проектировщики будущей разработки должны принимать участие в работах исследовательского колектива на местах, начиная с разведочной стадии, с целью получения данных, необходимых для составления проекта.

Revista Minelor (1958), No. 3, стр. 105—111.

СУПЕРЧАНУ КАЙУС: **Калькографическое изучение медного оруденения в окрестностях г. Дева, Трансильвания.** В статье освещается калькографическое изучение медного оруденения в окрестностях г. Дева (Трансильвания), принадлежащего к интеркарпатской нововулканической провинции.

Залежь имеет форму штокверка, будучи локализирована в вулканическом кратере андезитового массива, причем минерализация, явления замещения, последовательность кристаллизации минералов и парагенезис, рассматриваются сравнительно с другими медными залежами.

Revista Minelor (1958), No. 3, стр, 112—125.

ЕУФРОСИН КОРНЕЛИУ: **Вопросы горной геометрии в связи с проекцией пересечения плана сброса с планом пласта и определение простирания угольного пласта, встреченного в двух или трех скважинах.** Зная из практики, что некоторые начинающие работники сталкиваются с затруднениями при геометрическом построении условий залегания, автор считает целесообразным изложить ряд практических методов графического решения ряда проблем горной геометрии в связи вышеуказанными построениями.

Revista Minelor (1958), No. 3, стр. 125—130.

SUMMARY

IANULESCU AL.: **Appreciation criteria on valuation of a deposit of useful body ores.** It analyses the criteria on valuation of a deposit of useful body ores, such as: the exploitation of deposits, deposits conditions, geographical conditions, State Plan requirements and so on. The author reaches the conclusion that the staff of survey and testing has to comprise also the prospecting of the next pit opening, getting thus useful data for its scheme.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, s. 105—111.

SUPERCEANU CAIUS: **Chalcographic survey on mineralisation of copper-ferrous ores from Deva-Transilvania.** It contains the chalcographic survey on the mineralisation of copper-ferrous ores from Deva (Transilvania) belonging to neovulcanic intercarpathian region. It describes the geology of the region, andezite rocks, the metallogenetic process and the metalliferrous mineralisation.

The deposit has a vortex shape, being located in the vulcanic crater of Nocet andezitic massive; the mineralisation being deposed in thin contraction fissures.

The principal minerals are: calcopyrite, bornite, digenite, chalcosine, covellite, enargite, tetraedrite, zincblende, galonite, digiste, magnetite, molybdenite, quartz, calcite, barytine and fluorine.

It describes too the metallogenetic process of mineralisation, substitution phenomena, mineral successive crystallization and the paragenesis position as compared with the other copper-ferrous deposits near by (Bucium-Musca). The myrmekitic structures are very expressive being comprised in the components of $CuFeS_2$-Cu_5FeS_4 system.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, p. 112—125.

EUFROSIN CORNELIU: **The problems of mining geometry in connection with the projection of an intersection of a slice plan with that of a stratum plan and the determination of the direction of a coal stratum met with in two or three soundings.** The author discloses a new quick and practical method for graphical solving of seven mining problems in order to help the beginner teams who are handicaped by the geometrical representation of ore deposit.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, p. 125—130.

SOMMAIRE

IANULESCU AL.: **Critériums d'appréciation de la mise en valeur d'un gisment de minerais.** En analysant une série de critériums pour l'appréciation de la mise en valeur des gisements de minerais, comme: les réserves exploitables, les conditions de gisement, la situation géographique, les nécessités du plan d'Etat, etc. l'auteur arrive à la conclusion que l'auteur du projet de la future exploitation doit participer dès le début aux travaux d'exploration et à tous les travaux qui lui serviront à obtenir des données nécessaires pour son projet.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, p. 105—111.

SUPERCEANU CAIUS: **Etude chalcographique sur la minéralisation cuprifère de Dêva (Transylvanie).** On présente d'abord l'étude chalcographique de la minéralisation cuprifère de Déva qui appartient à la province néovulcanique intercarpathique. On décrit la géologie de la région, les roches andésitiques, le processus métallogénétique et la minéralisation métallifère. Le gisement est localisé dans le cratère vulcanique du massif andésitique de Nocet, la minéralisation étant déposée dans un système fin de fissures de contraction. Les minéraux qui se rencontrent le plus souvent sont: la chalcopyrite, la bornite, la digénite, la chalcosine, la covolline, l'énargite, la tétrahédrite, la blende, la galène, l'oligiste, la magnétite, la molybdénite, le quartz (80%), la calcite, la barytine et la fluorine. On décrit les processus métallogénétiques de minéralisation, les phénomènes de substitution, la succession de la cristallisation des minéraux et la position de la paragénèse par rapport aux autres gisements cuprifères avoisinants (Bucium, Musca). Particulièrement expressives sont les structures myrmécitiques de substitution intervenues entre les composants du système $CuFeS_2 - CU_5FeS_4$.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, p. 112—125.

EUFROSIN CORNELIU: **Des problèmes de géométrie minière qui résultent de la projection de l'intersection du plan d'une faille avec le plan d'une couche et de la détermination de la direction d'une couche de charbon rencontrée dans deux ou trois sondages.** Étant connu de la pratique que les apprentis géologues se débrouillent mal dans la représentation géométrique des conditions de gisement, l'auteur propose quelques méthodes pratiques et rapides pour la résolution graphique d'un nombre de sept problèmes rencontrés couramment dans les mines de charbon.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, p. 125—130.

INHALT

IANULESCU AL.: **Anhaltspunkte bei der Beurteilung der Abbauwürdigkeit einer Lagerstätte.** Nach der Untersuchung einer Reihe von für die Beurteilung der Abbauwürdigkeit einer Lagerstätte entscheidenden Anhaltspunkten wie die abbauwürdigen Vorräte, die Lagerungsverhältnisse, die geographische Lage, die Forderungen des Staatsplanes, usw., kommt der Verfasser zu dem Schluss, dass der Ausrichtungsprojektierende an den Aufsuchungsarbeiten und an allen anderen Arbeiten, die für die Erlangung von Angaben für sein Projekt nötig sind, vom Anfang an teilnehmen soll.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, s. 105—111.

SUPERCEANU CAIUS: **Chalkographisches Studium über die Kupfererzvesteinerungen von Deva (Siebenbürgen).** In dem Aufsatz wird das chalkographische Studium über die Kupfererzversteinerung der Erzlagerstätte von Deva (Siebenbürgen) die der neovulkanischen Gegend gehört, dargestellt. Man beschreibt die Geologie der Gegend, das andesitische Gebirge, die metallogenetischen Vorgänge und die Erzmineralführung. Die wirbelförmige Lagerstätte liegt in dem vulkanischen Krater des andesitischen Gebirges von Nocet, wobei das Erz sich in einem Netz von feinen Gangspalten abgelagert hat. Die Hauptmineralien sind: Chalkopyrit, Buntkupferkies, Digenit, Kupferglanz, Kupferinding, Enargit, Fahlerz, Zinkblende, Bleiglanz, Eisenglanz, Magnetit, Molybdänglanz, Quarz (80%), Kalkspat, Schwerspat und Flusspat. Man beschreibt ebenfalls die metallogenetischen Versteinerungsvorgänge, die Ersetzungsphänomene, die Kristallisationsfolge der Mineralien und die Lage der Paragenesis im Vergleich zu den anderen benachbarten Kupfererzlagersstätten (Bucium, Musca). Besonders ausdrucksvoll ist das myrmekitische Ersetzungsgefüge das zwischen den Bestandteilen des Systems $CuFeS_2 - CU_5FeS_4$ erscheint.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, s. 112—125.

EUFROSIN CORNELIU: **Probleme der Bergbaugeometrie in Zusammenhang mit dem Durchschnitt einer Verwerfungs- und einer Flözebene und mit der Bestimmung der Richtung einer von zwei oder drei Bohrungen durchstochenen Kohlenschicht.** Aus der Praxis hat man festgestellt dass die Anfänger mit grossen Schwierigkeiten bei der geometrischen Vorbildung der Lagerungsverhältnisse zu kämpfen haben. Der Verfasser schlägt einige praktische und schnelle Methoden vor, die für die graphische Auflösung von sieben in den Kohlengruben am meisten auftretenden Hauptproblemen anwendbar sind.

Revista Minelor (1958) Nr. 3, s. 125—130.

Şedinţa Consiliului Central A.S.I.T. din 16 februarie 1958

ÎN ZIUA de 16 februarie a.c. a avut loc şedinţa Consiliului Central A.S.I.T. Şedinţa a fost condusă de prof. dr. ing. Ştefan Bălan, vicepreşedinte al Consiliului Central A.S.I.T.

La primul punct al ordinei de zi, conf. ing. **Oliviu Rusu,** prim secretar al Consiliului Central A.S.I.T., a prezentat **„Raportul Biroului Consiliului Central A.S.I.T. asupra activităţii depuse de Asociaţie de la Congresul al II-lea A.S.I.T. şi a planului de activitate pe anul 1958".**

In cadrul raportului expus, conf. ing. Oliviu Rusu a arătat că:

Anul 1957 a constituit, prin Congresul al II-lea A.S.I.T., o etapă importantă în activitatea Asociaţiei noastre, aducînd o contribuţie esenţială la cristalizarea obiectivelor şi metodelor ei de activitate, astfel încît Asociaţia să-şi poată dezvolta activitatea de organizare a importantelor forţe creatoare ale inginerilor şi tehnicienilor, pentru a spori contribuţia lor la rezolvarea problemelor tehnico-ştiinţifice ale construcţiei economiei socialiste.

Congresul al II-lea A.S.I.T. a constituit pentru multe organizaţii ale Asociaţiei un punct de plecare pentru îmbunătăţirea activităţii Asociaţiei. Astfel, deşi multe forţe au fost concentrate înspre pregătirea Congresului, în anul 1957 s-au ţinut la filiale şi cercuri 472 consfătuiri (faţă de 456 în anul 1956); 149 sesiuni şi referate (faţă de 43); s-au întocmit 1 526 studii (faţă de 1 255); 700 schimburi de experienţă (faţă de 610); 276 cursuri de calificare şi perfecţionare (faţă de 168); 656 acţiuni de asistenţă tehnică (faţă de 226); 80 de expoziţii (faţă de 32); 63 excursii şi vizite de studii (faţă de 12).

In Asociaţie au apărut totodată forme noi de activitate, care contribuie în mai mare măsură la cunoaşterea şi generalizarea progreselor tehnice apărute în ţara noastră şi anume conferinţele naţionale şi sesiunile tehnico-ştiinţifice ale cercurilor A.S.I.T.

I. ORGANIZAREA ŞI ACTIVITATEA ASOCIAŢIEI IN ANUL 1957

1. Cercul A.S.I.T. In prezent sînt organizate 1 348 cercuri A.S.I.T.: 1 115 în industrie, 233 în agricultură. In aproape 1 000 de cercuri, lucrările Congresului A.S.I.T. au fost puse în dezbaterea adunărilor generale, care au avut loc în perioada 1 iulie — 30 septembrie. După cum era de aşteptat, ele au stîrnit un viu interes în rîndul inginerilor şi tehnicienilor din industrie şi agricultură, care au participat în număr mare la adunările generale.

In general, cercurile au apreciat Rezoluţia Congresului A.S.I.T. ca un îndrumar cuprinzător asupra sarcinilor ce le revin; ca urmare, în planurile de muncă problemele trasate de Congres apar ca preocupări principale şi comune şi este de aşteptat că orientarea puternică a cercurilor A.S.I.T. spre rezolvarea lor va mări contribuţia Asociaţiei la dezvoltarea activităţii din întreprinderi.

Paralel cu aceste preocupări, cercurile A.S.I.T. au dat o atenţie sporită ridicării nivelului tehnico-profesional al membrilor A.S.I.T.; sprijinind sindicatele şi conducerile întreprinderilor, ele au contribuit la ridicarea calificării şi cunoştinţelor tehnico-economice ale muncitorilor. Dînd urmare hotărîrii Congresului Asociaţiei, multe cercuri au contribuit la succesul măsurilor pentru aplicarea sistemului îmbunătăţit de salarizare. Astfel, de exemplu, cercul A.S.I.T. Partizanul-Bacău a participat la stabilirea categoriilor de salarizare, la justa apreciere a meseriilor, la extinderea normării tehnice, îmbunătăţirea sistemului premial etc. De asemenea, acţiuni susţinute pentru introducerea normelor cu motivare tehnică au fost duse la Uzina de tractoare, la Strungul, Emailul Roşu etc. Este însă criticabil faptul că astfel de preocupări nu s-au generalizat la toate cercurile A.S.I.T. precum şi faptul că participarea cercurilor A.S.I.T. la consfătuirile de producţie este încă redusă; astfel, măsurile stabilite pentru a lega mai mult activitatea cercurilor A.S.I.T. de cerinţele exprimate în consfătuirile de producţie n-au prins încă viaţă. Este necesar ca în această privinţă C.C.S. să acorde o mai mare atenţie, A.S.I.T. fiind gata să dea tot ajutorul pentru ca aceste consfătuiri să devină de un real folos activităţii ce se duce în scopul ridicării productivităţii, reducerii preţului de cost şi îmbunătăţirii calităţii.

2. Activitatea filialelor A.S.I.T. In momentul de faţă funcţionează 16 filiale regionale cu 18 filiale raionale (faţă de 16 în 1956). Conducerea activităţii tehnico-ştiinţifice a cercurilor A.S.I.T. este încredinţată celor 137 secţii de specialitate ale filialelor. Acestea îşi afirmă tot mai mult competinţa şi capacitatea în promovarea tehnicii noi şi organizării superioare a producţiei, la îndrumarea membrilor A.S.I.T. spre soluţionarea practică, pe baze ştiinţifice, a cerinţelor producţiei.

In activitatea filialelor se remarcă acţiuni de însemnătate pentru întreaga economie a ţării, cum a fost consfătuirea de la Hunedoara pentru îmbunătăţirea cocsului metalurgic fabricat din cărbuni din Valea Jiului şi stabilirea de soluţii pentru creşterea cantităţii o dată cu obţinerea unui cocs cu calităţi superioare, pentru a putea fi folosit în furnalele mari. De asemenea consfătuirea organizată de filiala Valea Jiului asupra spălării cărbunilor a stabilit concluzii care au fost însuşite de Ministerul Minelor şi trasate ca sarcini prin ordin ministerial.

Filialele au dat şi în acest an o deosebită atenţie ridicării nivelului tehnico-ştiinţific al inginerilor şi tehnicienilor, folosind forme organizate cum sînt: cursurile de cromatografie urmate de 200 ingineri şi chimişti; cursurile de radiotehnicieni absolvite de 125 cursanţi, în majoritate tineri şi un curs cu scoatere din producţie pe 10 zile pentru apicultori, organizate la Bucureşti; cursurile de desen tehnic, cursurile pentru electricieni, controlori de calitate, radiotehnicieni, apicultori organizate la Timişoara; pentru desenatori, bobinatori, tehnicieni specialişti în maşini şi aparate electrice şi pentru ingineri

agronomi, la Craiova ; cursurile de desen şi economie, organizate la Oradea, în limbile romînă şi ungară etc.

Pe lîngă cursuri, au continuat să se organizeze cicluri de conferinţe pe teme mai vaste, cum au fost cele privind metodele fizico-chimice de analiză; de organizare a producţiei în metalurgie ; de automatizare etc., organizate la Cluj ; expunerea concluziilor conferinţei internaţionale de la Berlin în problema tipizării construcţiilor ; folosirea energiei nucleare în scopuri paşnice, organizate la Bucureşti etc.

Progresul realizat în activitatea Asociaţiei după Congres apare limpede şi de aceea lipsurile care mai există ies în evidenţa : comitetul filialei Stalin nici după Congres nu a reuşit să lărgească cercul celor care activează voluntar la comitetul filialei în regiune, astfel încît activitatea în ultima vreme este în regres. In multe regiuni unele secţii de specialitate corespunzătoare unor ramuri dezvoltate din acele regiuni nu activează. Acesta este cazul secţiilor de construcţii din regiunea Hunedoara şi Bacău ; al secţiilor de silvicultură de la Bacău şi Suceava ; al secţiei de chimie de la Oraşul Stalin etc. Sînt, de asemenea, numeroase cercurile, unele chiar din întreprinderi mari, care nu duc o activitate satisfăcătoare şi din cauză că filialele nu au luat măsurile corespunzătoare. Din această cauză, o scădere se simte la numărul conferinţelor ţinute la filialele şi cercurile A.S.I.T. din regiunile Timişoara, Regiunea Autonomă Maghiară, Ploeşti etc., astfel încît pe Asociaţie numărul lor a scăzut la 4 500 de la 6 494 în 1956.

Problema se pune cu greutate şi în ce priveşte cercurile A.S.I.T. din agricultură, care duc o activitate restrînsă, de multe ori sporadică, izvorîtă mai mult din sarcinile primite de la secţiile filialelor sau secţia centrală şi mai puţin dintr-un plan propriu de muncă. Aceasta se datoreşte în primul rînd faptului că membrilor Asociaţiei din cercurile raionale nu li s-a asigurat posibilitatea să se întîlnească pentru a discuta problemele Asociaţiei. La o slabă activitate contribuie şi faptul că anumite organe agricole, cele de la regiuni, în special, nu s-au obişnuit să vadă în acţiunile întreprinse de Asociaţie posibilităţi de rezolvare a problemelor complexe agricole.

3. **Activitatea depusă la Consiliul Central A.S.I.T.**

a) Secţiile de specialitate. După Congresul al II-lea A.S.I.T. activitatea secţiilor de specialitate s-a îmbunătăţit ; pe lîngă o creştere a volumului activităţii au apărut şi forme noi de activitate.

In această perioadă, în afară de lucrările prezentate în Congres, comitetele secţiilor de specialitate ale Consiliului Central au organizat : 37 consfătuiri (27 în 1956) ; 38 conferinţe (65 în 1956) ; 8 schimburi de experienţă (8 în 1956) ; 3 expoziţii (0 în 1956) etc. Ca şi în trecut, de cea mai mare importanţă în activitatea secţiilor de specialitate au fost consfătuirile, la care au fost puse în dezbatere probleme de mare însemnătate ale economiei naţionale.

Pe această linie merită a fi subliniată Conferinţa tutunului la care, pentru prima dată ,în număr mai mare au participat la discuţii şi cu referate specialiştii din ţările de democraţie populară, în special, din R. P. Bulgaria. Conferinţa a stabilit un program principial de activitate care urmăreşte îmbunătăţirea calităţii şi productivităţii la hectar, pornind de la zonarea riguroasă a culturii tutunului.

Cea mai importantă manifestare a secţiilor de specialitate ale Consiliului Central A.S.I.T. merită să fie considerată Conferinţa Electricienilor (Bucureşti, noiembrie 1957) care a constituit o trecere în revistă a realizărilor tehnico-ştiinţifice obţinute, în principal, în producţia din ultima vreme. Conferinţa Electricienilor a dovedit deplina maturitate profesională a electricienilor noştri.

De asemenea, merită a fi remarcată a doua Conferinţă a Industriei Uşoare (Bucureşti, 11—13 decembrie 1957), în care s-au prezentat realizările înfăptuite din 1953 (data primei conferinţe). Printre cei peste 700 participanţi s-au numărat şi delegaţi ai societăţilor ştiinţifice din ţările prietene. Din conferinţă a reieşit că realizările şi nivelul cunoştinţelor tehnice şi ştiinţifice ale colectivelor din întreprinderi şi institute a crescut simţitor, ajungînd să cuprindă în cea mai mare parte problemele de tehnică nouă ale industriei uşoare dezbătute, în prezent, pe plan mondial.

In activitatea trecută a secţiilor de specialitate se remarcă însă că deşi există tendinţe de îmbunătăţire, legăturile dintre secţiile de specialitate ale Consiliului Central şi secţiile de specialitate ale filialelor sînt încă slabe. Unele dintre secţiile de specialitate au început să ţină o legătură directă de lucru cu secţiile de specialitate ale filialelor, cum sînt secţiile ştiinţelor agricole, construcţii, energetică, silvicultură ; la majoritatea secţiilor însă legăturile se menţin în mod sporadic.

Se întîmplă uneori, şi nu este just, ca secţii de specialitate ale Consiliului Central să preia spre rezolvare probleme care ar reveni în mod firesc filialelor. Această practică trebuie lichidată; secţiile centrale trebuie însă să urmărească problemele filialelor şi să sprijine substanţial realizarea lor pentru a întări conducerea activităţii tehnico-ştiinţifice a filialelor şi prin ele a cercurilor A.S.I.T. din întreprinderi.

b) Publicaţiile A.S.I.T. In 1957 în redacţia A.S.I.T. au apărut 15 reviste tehnice. Pentru prima dată au apărut revistele : „Automatica şi Electronica" şi „Telecomunicaţii", bine primite de oamenii de specialitate. Ca volum ele însumează 7 536 pagini, corespunzînd la circa 19 000 pagini de manuscris. Tirajul lor total a atins în 1957 un număr de 33 400 exemplare, din care 29 200 merg la abonaţii din ţară, 1 800 la filiale şi colaboratori ca gratuităţi, circa 600 se vînd cu bucata, iar restul de aproape 1 800 îl constituie vînzările şi schimburile cu străinătatea.

Intrată în al patrulea an de apariţie, gazeta „Tehnica Nouă", organul central al Asociaţiei noastre, apărută cu regularitate, săptămînal, într-un tiraj de 30 000 exemplare, a găsit forme mai variate de a prezenta tehnica nouă prin publicarea unor materiale vii, atacînd probleme cu concluzii pentru practică.

In gazetă ca şi în revistele tehnice apare evidentă lipsa de materiale critice. Publicaţiile nu trebuie numai să informeze, ci să şi îndrumeze, să lupte pentru înlăturarea practicilor învechite, a soluţiilor tehnice necorespunzătoare. Evident, critica trebuie să atace probleme tehnice şi de organizare a producţiei ; pornind de la specialişti, ea trebuie să fie constructivă, dînd şi soluţiile cele mai corespunzătoare pentru remedierea situaţiei criticate. Spre astfel de materiale trebuie să ne îndreptăm atenţia, fiind siguri că în acest mod vom sprijini mult mai eficace şi mai direct producţia.

La Lexiconul Tehnic Romîn în cursul anului 1957 au apărut volumele I şi II (pînă la literele Bk), s-a definitivat manuscrisul literei B (circa 95 coale), care a fost trimis la tipar şi s-au elaborat toţi termenii literei C (circa 260 coale).

c) Biroul Consiliului Central A.S.I.T. In şedinţele sale, Biroul a dezbătut numeroase probleme, în special cele privind organizarea activităţii după Congres. Astfel, Biroul Consiliului Central a publicat Rezoluţia Congresului şi Statutul Asociaţiei : el a stabilit, de asemenea, măsuri privind publicarea lucrărilor Congresului, a organizat munca sa şi a colectivelor Biroului pentru aducerea la îndeplinire a sarcinilor trasate de Congres.

Pentru o tratare mai cuprinzătoare a problemelor activităţii Asociaţiei, Biroul Consiliului Central a format o serie de comisii care să studieze problemele şi să facă propuneri Biroului Consiliului Central sau Consiliului Central pentru rezolvare.

In activitatea sa, Biroul Consiliului Central s-a preocupat de întărirea legăturilor cu societăţile tehnico-ştiinţifice din străinătate şi a numit delegaţii trimise în străinătate la congrese sau în schimburi de experienţă. Notăm în mod deosebit vizita unei delegaţii a Biroului Consiliului Central în Uniunea Sovietică, com-

pusă din prof. Tudor Tănăsescu, prof. Al. Romanovici, prof. dr. S. Crişan, ing. E. Caragheorghe şi conf. ing. O. Rusu. Delegaţii Biroului Consiliului Central au studiat timp de două săptămîni organizarea şi activitatea societăţilor tehnico-ştiinţifice din U.R.S.S. şi au prezentat Biroului concluzii care, însuşite, au fost folosite pentru a stabili măsuri pentru îmbunătăţirea muncii în cadrul Asociaţiei.

Asociaţia noastră, prin 31 delegaţi, a participat la 20 conferinţe şi întîlniri în străinătate, prezentînd la unele referate (la sesiunea de la Belgrad a Conferinţei Mondiale a Energiei; la sesiunea de la Moscova a Comitetului Electrotehnic Internaţional) etc. Aşa cum s-a arătat, au participat 34 delegaţi din partea societăţilor tehnico-ştiinţifice din ţările prietene. La Consiliul Central A.S.I.T. s-au primit, de asemenea, 13 vizite ale unor delegaţi ai societăţilor ştiinţifice din U.R.S.S., R. Cehoslovacă, R.P.P., R.P.U., Grecia, Anglia, Argentina, Chile, Finlanda şi Siria.

Legăturile Asociaţiei noastre cu organizaţiile tehnico-inginereşti din alte ţări devin o preocupare importantă; ele contribuie atît la rezolvarea unor probleme tehnico-ştiinţifice care ni se pun şi la cunoaşterea activităţii asociaţiilor inginereşti de peste hotare, cît şi la cunoaşterea realizărilor regimului nostru democrat-popular dincolo de graniţele ţării.

In scopul întăririi colaborării între organizaţiile tehnico-inginereşti din ţările socialiste, la iniţiativa Camerei Tehnice din R.D.G., secretarii generali ai societăţilor tehnico-ştiinţifice din ţările socialiste s-au întrunit la Berlin şi au stabilit un plan de măsuri. Acesta prevede colaborarea permanentă între societăţile ştiinţifice tehnico-inginereşti în ce priveşte organizarea de conferinţe şi consfătuiri cu caracter internaţional sau conferinţe naţionale cu participări din ţările prietene.

Pînă în prezent Asociaţia noastră s-a afiliat la unele organizaţii internaţionale ca World Power Conference, GIGRE, Comission Electrotechnique Internationale, Union de Chimie Pure et Appliquée etc.

In preocupările sale, Biroul Consiliului Central A.S.I.T. a dat atenţie cerinţelor manifestate de delegaţii la Congres, care au cerut ca Asociaţia să se preocupe mai mult de problemele membrilor A.S.I.T. In acest scop s-a urmărit continuu îmbunătăţirea revistelor şi difuzarea lor cu abonamente sub preţul de cost pentru ingineri şi tehnicieni; biblioteca Asociaţiei a fost îmbogăţită şi pusă în situaţia să împrumute membrilor şi cercurilor A.S.I.T. din întreaga ţară lucrări de mare valoare; a fost înlesnită vizitarea unor importante lucrări tehnico-ştiinţifice de numeroşi ingineri şi tehnicieni, ca, de exemplu, reactorul nuclear, care a fost vizitat de peste 700 membri ai Asociaţiei; pe lîngă delegaţii trimişi direct de Asociaţie, s-a intervenit la ministere obţinîndu-se trimiterea în schimburi de experienţă, în călătorii de studii, la congrese în străinătate a numeroase grupuri de ingineri şi tehnicieni.

Trecerea sumară în revistă a realizărilor obţinute în anul 1957 arată urmările favorabile ale Congresului al II-lea A.S.I.T. asupra activităţii Asociaţiei. Ele vorbesc însă de munca neobosită, dezinteresată, pe care sute şi mii de membri ai Asociaţiei au dus-o ca organizatori ai activităţii tehnico-ştiinţifice şi la lucrările Asociaţiei. In activitatea colectivă a Asociaţiei, iniţiativa şi aportul personal al unor membri A.S.I.T. au fost de mare importanţă.

II. PLANUL DE ACTIVITATE PE ANUL 1958

Planul de activitate al Consiliului Central pe anul 1958 s-a întocmit pe baza cuprinzătoare a lucrărilor Congresului al II-lea al Asociaţiei, care au fost urmărite cu atenţie şi se oglindesc în planurile de muncă ale secţiilor de specialitate ca şi în programul de activitate al Biroului Consiliului Central. Astfel, în planul de activitate al secţiilor de specialitate sînt cuprinse probleme tehnico-ştiinţifice şi tehnico-economice de mare însemnătate pentru dezvoltarea unor sectoare industriale. Sînt prevăzute, de asemenea, acţiuni care să contribuie la crearea de noi materiale şi buna folosire a materialelor, precum şi contribuţii la determinarea aplicării corecte a tehnologiei sau introducerea unei tehnologii moderne.

De o deosebită valoare tehnico-ştiinţifică şi un puternic stimulent al activităţii de cercetare la locul de producţie vor trebui să fie conferinţele naţionale ale secţiilor de specialitate înscrise în plan, unele avînd loc în anul 1958. Biroul Consiliului Central îşi propune să-şi îmbunătăţească şi totodată să-şi amplifice activitatea în anul 1958. El va dezbate, ca şi pînă acum, probleme de organizare şi de coordonare a activităţii tehnico-ştiinţifice a întregii Asociaţii, va îndruma activitatea comisiilor pe care şi le-a stabilit, dar totodată Biroul va urmări şi conduce direct organizarea unor dezbateri privind: problema standardizării, a măririi productivităţii muncii prin introducerea tehnicii noi etc.

O problemă de mare însemnătate de care va trebui să ne preocupăm este aceea a Conferinţei Tehnice Balcanice. La puţină vreme după propunerea preşedintelui Consiliului de Miniştri, tov. Chivu Stoica, făcută guvernelor din Ţările Balcanice pentru colaborare în problemele politice şi economice, preşedintele Camerei Tehnice din Grecia, prof. Ath. Roussopoulos, a propus convocarea unei Conferinţe Tehnice Balcanice, în scopul de a pune în dezbatere probleme tehnice şi tehnico-economice ale ţărilor din Peninsula Balcanică, care să contribuie la colaborarea şi dezvoltarea economică a acestor ţări.

Este necesar ca în cadrul Asociaţiei să se dea cea mai mare atenţie unei participări substanţiale a Asociaţiei noastre la succesul unei astfel de conferinţe. Întărirea colaborării dintre inginerii şi tehnicienii din ţările Peninsulei Balcanice va influenţa în mod favorabil opinia publică din aceste ţări în direcţia îmbunătăţirii legăturilor dintre popoare, contribuind în acest fel la crearea unui climat favorabil păcii şi colaborării internaţionale.

★

Realizarea planului de activitate al Consiliului Central A.S.I.T. va aduce contribuţii la rezolvarea unor probleme tehnico-ştiinţifice sau tehnico-economice ale economiei naţionale. Paralel cu aceasta va trebui să dăm — aşa cum a cerut Congresul — cea mai mare atenţie întăririi organizatorice a Asociaţiei, îndreptîndu-ne preocupările spre ridicarea nivelului activităţii cercurilor A.S.I.T. Desigur că rezolvarea acestor probleme va necesita încă multe eforturi din partea secţiilor de specialitate şi comitetelor de filială; nu ne îndoim însă că vom ajunge la rezultatele pe care le dorim, generalizînd experienţa cîştigată în activitatea Asociaţiei.

Intărirea activităţii cercurilor A.S.I.T. nu se poate concepe fără însuşirea formelor specifice şi valoroase de activitate a Asociaţiei. Este cunoscut că în special s-au impus în activitatea Asociaţiei consfătuirile tehnico-ştiinţifice atît pe teme date cît şi a celor cu caracter de sesiuni ştiinţifice, în care membrii Asociaţiei îşi prezintă lucrările realizate în activitatea lor.

Că aceasta este calea a dovedit-o cercul A.S.I.T. de la Intreprinderea Independenţa-Sibiu care, la îndemnul organizaţiei de partid, a organizat în decembrie 1957 sesiunea tehnico-ştiinţifică a cercului A.S.I.T. In această reuşită sesiune au fost prezentate referate cu cele mai variate preocupări: modernizarea unui cubilou, studii şi încercări în vederea turnării centrifugale, influenţa sistemului îmbunătăţit de salarizare asupra preţului de cost etc., care au suscitat atenţia şi au găsit întreaga aprobare a conducerii întreprinderii.

Planul de muncă pe anul 1958 răspunde problemelor celor mai însemnate care stau în faţa inginerilor şi tehnicienilor ca urmare a hotărîrilor Partidului şi Guvernului, a încheierilor Congresului al II-lea al Asociaţiei. Rezolvarea lor trebuie să fie la înălţimea condiţiilor create de regimul democrat-popular activităţii tehnico-

științifice, a cerințelor poporului muncitor față de intelectualitatea tehnică din țara noastră.

Cu acest gînd Biroul se angajează să urmărească cu atenție ca rezolvarea problemelor să se facă de pe pozițiile tehnicii și științei celei mai înaintate, căutînd ca soluțiile să corespundă intereselor poporului muncitor. Biroul se angajează de asemenea să dea o și mai mare atenție punerii în valoare a realizărilor activității tehnico-inginerești și folosirii ei pentru progresul tehnicii în țara noastră, ca și problemelor și cerințelor exprimate de membrii Asociației.

★

La punctul doi al ordinei de zi, ing. **C. Negoiță**, secretar al Consiliului Central A.S.I.T., a prezentat **„Raportul pentru convocarea adunărilor generale ale cercurilor A.S.I.T. și conferințelor filialelor".**

In continuare, prof. ing. **C. Dinculescu**, președintele Comisiei de revizie, a prezentat **„Raportul Comisiei de revizie și planul de venituri și cheltuieli al Asociației pe anul 1958"**, iar ing. **V. Stoenescu — referatul cu privire la fixarea cotizației membrilor A.S.I.T. și la folosirea veniturilor provenite din cotizațiile individuale.**

In referat se prevede ca filialele să restituie cercurilor sumele ce depășesc 50% din totalul cotizațiilor individuale pe care acestea trebuie să le încaseze, în vederea acordării de premii pentru activitatea valoroasă depusă în cadrul cercurilor. Cotizația, care se fixează conform statutului în fiecare an, este de 15 lei anual.

★

In discuțiile purtate s-au analizat rapoartele prezentate și unele aspecte importante ale muncii în cadrul Asociației. Astfel, prof. ing. **D. Stănescu** a arătat că în cadrul Asociației se țin numeroase consfătuiri privind probleme importante ale producției și economiei naționale. In cadrul acestor consfătuiri se adoptă rezoluții în care se prevăd o serie de măsuri pentru îmbunătățirea situației prezentate. Insă nu există o preocupare permanentă din partea secțiilor de specialitate și a Biroului Consiliului Central A.S.I.T. de a interveni pe lîngă forurile interesate pentru aducerea imediată la îndeplinire a măsurilor preconizate, fapt care ar aduce economiei naționale importante economii. In această situație se află măsurile prevăzute în rezoluția consfătuirii privind fabricarea cocsului și utilizarea lui în furnale, ținută în toamna anului trecut.

Ing. **M. Grindea** s-a preocupat de colaborarea ce trebuia să existe între secțiile de specialitate pentru rezolvarea unor probleme complexe. Totodată informează Consiliul Central că s-au pus bazele organizării unei sesiuni științifice a industriei ușoare în Moldova, în toamna anului 1958.

Prof. **M. Manoliu** s-a ocupat de planurile de muncă și a arătat că în ceea ce privește secția științelor agricole în situația actuală, cînd sectorul socialist ocupă 50,5% din suprafața agricolă a țării, se ridică o serie de probleme ca: organizarea teritoriului, întărirea gospodăriilor agricole colective, profilarea agroeconomică și probleme de economie agrară, cărora trebuie să li se acorde toată atenția. De asemenea mecanizarea și chimizarea agriculturii capătă o aplicare mult mai largă, fapt care face necesară acordarea unei importanțe mult mai mari problemelor ridicate de introducerea acestor metode avansate.

Ing. **Gelu Cahu** informează Consiliul Central că la Șantierele Navale Galați a fost înființată Casa Inginerului și Tehnicianului. După ce se ocupă de problema cotizațiilor, arată diversitatea problemelor ridicate de construcțiile navale și concursul pe care trebuie să-l dea secțiile de specialitate pentru rezolvarea lor.

Ing. **M. Stoica** ridică problema cercurilor cu un pronunțat specific de construcții din întreprinderile Ministerului Transporturilor și Telecomunicațiilor care, după specificul lor, ar trebui să depindă de secția de construcții, iar după organizarea administrativă de secția de transporturi. După ce arată că la Cluj această problemă a fost rezolvată prin reținerea acestor cercuri la secția de construcții, prezintă dificultățile pe care le întîmpină filiala Cluj cu centralizarea planurilor tematice de inovații în scopul rezolvării temelor în condiții optime.

Prof. **C. C. Georgescu** a arătat importanța sectorului silvic și legătura pe care o are cu sectorul agricol.

Ing. **I. Niculescu**, după ce a prezentat contribuția cercurilor A.S.I.T. la rezolvarea succeselor obținute de industria petroliferă în anul trecut și a subliniat importanța colaborării între secțiile de specialitate, arată necesitatea pregătirii de pe acum a lucrărilor ce vor fi prezentat în cadrul Congresului Mondial al Petrolului.

Ing. **Petre Lupu** arată importanța combaterii coroziunii și necesitatea includerii acestei probleme în planul de muncă pe anul 1958.

Ing. **S. Rașeev** arată necesitatea unei coordonări a planurilor de muncă ale secțiilor de specialitate și constată că planul de muncă al secției petrol și gaze este prea redus, lipsind problemele privind gazele naturale.

Prof. ing. **Al. Romanovici** prezintă succesele obținute de sectorul agricol, însă constată că producția este încă scăzută în raport cu înzestrarea cu care este dotată agricultura. Spre această problemă trebuie să-și concentreze în primul rînd atenția cercurile din agricultură. In continuare face apel la toate secțiile de specialitate să ajute secția științelor agricole la rezolvarea problemelor complexe prevăzute în planul de muncă.

V. Rosin arată necesitatea unei mai mari preocupări pentru atragerea maiștrilor în activitatea Asociației noastre și pentru ridicarea pregătirii lor.

E. Dragnea prezintă importanța unor probleme ca: reducerea consumului de metal, reducerea rebuturilor în turnătorii, folosirea energiei atomice în scopuri pașnice și protecția muncii și cere includerea lor în planurile de muncă ale secțiilor de specialitate.

Au mai luat cuvîntul ing. **V. Brudașcă**, ing. **T. Covalschi**, prof. **Gh. Vanci**, ing. **N. Șt. Dumitrescu**, ing. **D. Lubenescu**, prof. **C. Macarovici**, ing. **Al. Chirițescu**, ing. **D. Eliade**, chimist **I. Drimuș**, ing. **N. Constantinescu**, ing. **Gh. Petrescu** și prof. ing. **Gh. Constantinescu**. Ing. **M. Florescu** și prof. ing. **St. Nădășan**, vicepreședinte al Consiliului Central A.S.I.T., care nu au putut participa la ședință, au trimis observațiile în scris. De asemenea numeroși membri ai Consiliului Central au prezentat în scris problemele pe care doreau să le ridice în cadrul ședinței.

In încheierea discuțiilor, prof. dr. ing. **Șt. Bălan** subliniază caracterul patriotic al activității voluntare pe care o depun inginerii și tehnicienii în cadrul Asociației. Astăzi, cînd se împlinesc 25 ani de la eroicele lupte ale ceferiștilor și petroliștilor, care au dat asalt capitalismului, au luptat pentru libertate și independență, a spus vorbitorul, trebuie să avem viu în conștiința noastră trecutul glorios al muncitorilor care nu au pregetat să-și dea viața și să înfrunte, timp de ani de zile, temnițele burgheze. Datorită acestei lupte pline de abnegație a eroicei clase muncitoare, regimul democrat-popular a ajuns la putere, s-au creat condițiile în care putem dezvolta toate posibilitățile noastre, cînd putem pune toată capacitatea noastră de muncă în slujba țării și a poporului. Cadrele tehnice urmînd exemplul luminos al clasei muncitoare trebuie să desfășoare cu rîvnă munca organizatorică și tehnico-științifică pentru înflorirea patriei noastre, pentru pace.

★

Consiliul Central A.S.I.T. a aprobat în unanimitate activitatea pe anul 1957 și planul de muncă pe anul 1958.

Mesaj către oamenii de știință

La începutul acestui an, într-o situație mult mai primejdioasă pentru omenire decît înainte, dar — totodată — mai bogată în posibilități de bunăstare, este oportun să trecem în revistă realizările și eșecurile anului ce a trecut și să încercăm să distingem principalele sarcini pentru viitor. Spre a contribui la informarea oamenilor de știință din lumea întreagă, care se consacră sarcinii de a asigura ca marile realizări științifice ale timpului nostru să nu conducă la o catastrofă nucleară, ci să fie larg folosite în toate țările pentru progresul omenirii, Federația Mondială a Oamenilor de Știință le adresează — o dată cu urările sale prietenești — următorul mesaj:

Anul 1957 s-a remarcat printr-un șir de succese deosebite; în fizică, de exemplu, au fost realizate progrese însemnate pentru înțelegerea rolului „parității" și a legăturii sale cu reacțiile și transformările, care pun în cauză particule instabile, mezonii și hiperonii; pe de altă parte, au fost produse — la scară redusă — reacții termonucleare controlate, succes care va apropia, fără îndoială, clipa în care vom putea conta pe acest foarte abundent izvor de energie. În domeniul biologiei, au fost realizate mari progrese în studiul constituției moleculare a celor mai mici ființe vii, în particular asupra virusurilor și asupra mecanismului de reproducere a celulelor, progrese care aduc speranța unui mare control asupra proceselor vitale și asupra bolilor.

Ritmul continuu și din ce în ce mai accentuat al descoperirilor științifice este o consecință inevitabilă a aplicării generalizate și crescînde a mijloacelor științifice la toate aspectele problemelor umane. Dacă vom izbuti să prevenim o catastrofă nucleară, va trebui să ne așteptăm la un ritm accelerat al descoperirilor științifice, cu toate surprizele și posibilitățile ce decurg și inovațiile tehnice la care acestea vor conduce. Progresele științifice ale anului trecut au fost realizate în multe țări, subliniind în felul acesta importanța punerii în valoare a tradițiilor și a capacităților științifice ale mai multor națiuni sau, mai b'ne zis, ale tuturor națiunilor. În tre altele, o demonstrație strălucită a avantajelor cooperării științifice internaționale o constituie succesele legate de anul geofizic internațional. *Acesta este cel mai mare efort internațional de cercetare planificată întreprins cîndva și succesul său a fost asigurat prin marea realizare a oamenilor de știință din U.R.S.S., care au așezat pe orbite doi sateliți artificiali ai pămîntului; fără îndoială că și alte realizări asemănătoare vor urma din alte țări. Încă nu este cu putință să prevedem toate consecințele științifice și tehnice ale acestei mari realizări, dar este de pe acum evident că observarea acestor sateliți, din centrele stabilite în numeroase țări, va contribui în mare măsură la sporirea cunoștințelor noastre despre razele cosmice, ionosferă, structura pămîntului, cum și în alte domenii. Succesele acestor experiențe ne dau un exemplu concret de valoarea unui efort coordonat folosind științe și tehnici diferite.*

Dar, dacă marile progrese științifice ale anului trecut subliniază caracterul internațional al științei, arătînd importanța unei colaborări mai strînse între oamenii de știință din diferite țări, ele nu au reușit — totuși — să slăbească cîtuși de puțin încordarea existentă între cele două mari grupuri de puteri. Mai mult încă, trebuie să recunoaștem că noul an începe într-o atmosferă de mare neliniște și că unele dintre noile progrese au întărit cele mai primejdioase tendințe de a face abuz de progresele științei. Cursa înarmărilor s-a accelerat și tinde să acapareze o parte din ce în ce mai mare din resursele statelor; experiențele cu arme nucleare continuă; avioane încărcate cu bombe de hidrogen sînt în permanență în zbor, în timp ce rachete încărcate sînt gata de a fi folosite. De aici rezultă primejdia mereu crescîndă a declanșării crizei de către unele accidente întîmplătoare sau eventuale neînțelegeri. Față de această permanentă amenințare, se înțelege că numărul celor conștienți de necesitatea imperioasă a găsirii unei ieșiri din actualul impas politic, pentru îndepărtarea unei inerente catastrofe, crește din ce în ce mai mult.

Deși se poate spune că există — într-adevăr — tot mai multe opinii influente în favoarea găsirii căii spre o înțelegere generală și onorabilă, pe care toate marile puteri să o poată accepta în mod reciproc — această părere fiind în foarte mare măsură sprijinită de popoarele lumii — — ar fi totuși greșit și primejdios să se considere că aceasta este universală și că greutățile întîmpinate pentru realizarea unei înțelegeri sînt numai de ordin tehnic.

Mai sînt mulți aceia care nu înțeleg că un război dus cu arme nucleare ar constitui sfîrșitul civilizației noastre, că viața — pentru cei ce vor supraviețui — va fi cu totul alta decît cea pe care o trăim astăzi și că, deci, războiul — în condițiile actuale — ar însemna distrugerea a tot ce a clădit omenirea de-a lungul ultimilor șase mii de ani. De aceea, este foarte important ca cei ce văd mai limpede pericolul ce ne amenință, să lupte pe toate căile și cu toată ființa lor pentru evitarea ca-

tastrofei, punîndu-se cu totul în slujba păcii şi căutînd — în acest scop — a face cît mai larg cunoscute adevăratele rezultate la care ar duce un eventual război.

Bineînţeles că oamenii de ştiinţă trebuie să continue a contribui la orientarea opiniei publice din toate ţările în favoarea unei reglementări paşnice a divergenţelor dintre marile puteri, dar situaţia este atît de gravă, încît ei nu trebuie să se mulţumească cu declaraţii generale asupra actualelor primejdii şi cu apeluri insistente pentru o reglementare. O caracteristică esenţială a situaţiei actuale este că, chiar dacă oamenii de stat ai tuturor ţărilor s-ar declara fără rezervă în favoarea unui acord, ar mai exista totuşi încă mari dificultăţi în găsirea unei soluţii acceptabile generale. Se poate presupune, în mod rezonabil, că oamenii de stat cei mai de frunte nu doresc un război general cu arme nucleare şi nici că le consideră drept instrumente de politică; dar întreaga tehnică a timpului nostru progresează cu paşi uriaşi, iar în lipsa unui acord, primejdiile unor accidente neprevăzute ce ar putea precipita o catastrofă devin din ce în ce mai serioase.

În această situaţie, oamenilor de ştiinţă le revine o răspundere mult mai mare decît în trecut. Există o criză de încredere, combinată cu o creştere fără precedent a puterii militare. Conducătorii multor ţări îşi dau perfect de bine seama de primejdiile pe care le implică creşterea puterii distructive a armelor nucleare, dar — în lipsa încrederii reciproce — şovăie să se bazeze, în ce priveşte securitatea lor, pe acorduri a căror punere în aplicare ar fi greu de verificat. Aşadar, în actuala situaţie, cum poate fi întocmit un acord care să poată prevedea garanţii reciproce? Aceasta constituie o problemă atît de gravă şi de complexă, încît nu poate fi rezolvată decît prin chemarea laolaltă a întregii capacităţi creatoare a omenirii. Firesţe, oamenii de ştiinţă, prin a căror muncă s-a ajuns la actuala situaţie, ar trebui să încerce să contribuie la rezolvarea problemei.

Dacă oamenii de ştiinţă urmează a înlesni rezolvarea actualelor dificultăţi politice, ar trebui ca ei să aibă un rol în chestiunile de stat, lucru pe care în trecut unii l-au considerat inoportun. Într-adevăr, se pare că oamenii de ştiinţă îşi asumă din ce în ce mai mult o răspundere individuală şi colectivă în ce priveşte utilizarea, directă şi indirectă, a activităţii lor. Într-o epocă în care ştiinţa şi tehnica vor juca un rol mereu crescînd, aceasta constituie o tendinţă care nu numai că nu poate fi împiedicată, dar — dimpotrivă — trebuie încurajată. Oamenii de ştiinţă sînt competenţi în domeniile lor specifice de studiu; de asemenea, în chestiunile de stat ei nu sînt mai puţin competenţi decît unele servicii ale multor ţări care exercită o influenţă considerabilă asupra vieţii publice. Mai mult chiar, oamenii de ştiinţă au mai degrabă posibilitatea de a aprecia consecinţele eventuale ale propriilor lor descoperiri decît multe alte departamente ale comunităţii noastre. De aceea, ei sînt bine pregătiţi pentru a face faţă evenimentelor dintr-o lume care este în schimbare cu o repeziciune fără precedent şi pentru a cunoaşte serioasa urgenţă a actualei noastre situaţii.

Datorită tuturor acestor motive, este important ca întreaga comunitate ştiinţifică, din cît mai multe ţări, să contribuie la formarea opiniei cu o mai mare eficacitate decît în trecut. Este limpede că datoria lor imediată — în multe ţări — este aceea de a grăbi extinderea, cît mai curînd posibil, a cercetărilor şi a educaţiei ştiinţifice, în aşa fel încît ţările respective să nu rămînă în urmă în epoca ştiinţifică în care, în absenţa unui război distructiv, ne mişcăm atît de repede.

Indignaţi de felul în care s-a abuzat de ştiinţă pentru dezvoltarea armelor de distrugere în masă, unii oameni de ştiinţă au pus la îndoială legalitatea continuării cercetărilor lor. Trebuie recunoscut însă că cercetarea legilor naturii şi mijloacele controlării ei, atîta timp cît nu sînt îndreptate în scopuri distructive, au devenit o activitate absolut esenţială în vederea continuării bunăstării omenirii. Pentru mulţi, abandonarea ştiinţei — în actuala conjunctură a istoriei omenirii — ar însemna întoarcerea la foamete şi boli, fără diminuarea prilejului unui război. Toţi oamenii de ştiinţă îşi pot continua lucrările cu conştiinţa împăcată dacă adoptă o poziţie hotărîtă şi deschisă în vederea asigurării opiniei publice de pretutindeni că cercetările lor sînt folosite numai în scopuri umane şi nicidecum distructive.

Federaţia Mondială a Oamenilor de Ştiinţă transmite tuturor oamenilor de ştiinţă cele mai bune urări pentru 1958 şi speră ca munca sa, pentru întărirea legăturilor de prietenie şi de încredere care unesc — în sarcina lor comună — pe oamenii de ştiinţă din toate ţările, să fie mai eficace decît în trecut. Federaţia va fi aşadar în orice moment gata să se alăture oricărei acţiuni individuale sau colective, iniţiată de către oamenii de ştiinţă, menită a asigura folosirea ştiinţei pentru bunăstarea şi pacea omenirii.

C. F. POWELL
Preşedinte al Federaţiei Mondiale
a Oamenilor de Ştiinţă

Criterii de apreciere în vederea punerii în valoare a unui zăcămînt de substanțe minerale utile*)

Ing. Al. I. Ianulescu

Exploatarea unui zăcămînt de substanțe minerale utile este condiționată de un număr de factori *geologici, minieri* și *economici,* ceea ce impune studierea oricărui zăcămînt sub aceste trei aspecte. Rezultatele obținute pe această cale vor sta la baza întocmirii unui proiect de exploatare.

Factorii care determină începerea și dezvoltarea rațională a unei exploatări miniere se condiționează reciproc într-o atare măsură, încît dacă unul n-a fost luat în considerare, respectiv dacă nu există posibilitatea de armonizare a condițiilor de zăcămînt cu mijloacele tehnice de exploatare și de transport în vederea creării unei exploatări viabile, întregul proiect poate fi compromis.

Mineritul face parte din categoria celor mai complexe industrii, în primul rînd prin faptul — de neînlăturat — că este legat de un factor important, și anume de locul unde se găsește zăcămîntul. În principiu, orice industrie se amplasează în apropierea regiunii de unde își poate procura materia primă, energia motrică, cum și într-o regiune în care difuzarea producției se poate face în condiții bune etc., de unde ar rezulta concluzia că nu numai mineritul este îngrădit de anumiți factori care dictează alegerea regiunii. Totuși, dacă pentru orice altă industrie acești factori pot fi amendați, mineritul este legat exclusiv de factorul loc, ceea ce implică condiții adecvate pentru realizarea proiectului luat în considerare.

Din punctul de vedere al organizării muncii, oricît de perfecționate și de răspîndite ar fi metodele mecanizate de exploatare și de transport, în minerit munca manuală încă predomină.

Din cercetările efectuate rezultă că, într-o mină de cărbuni, înzestrată cu un utilaj mecanizat dintre cele mai bune, pentru degrevarea muncii manuale a doi mineri nu se poate conta pe mai mult de 2—4 CP.

Pentru extragerea unei tone de cărbune se consumă în prezent 7—12 kWh, iar într-un schimb de lucru nu se consumă pentru operațiile productive din subteran mai mult de 19-22 kWh în formă de muncă mecanizată. Restul energiei necesare pentru efectuarea diferitelor operații care alcătuiesc procesul tehnologic de producție se datorește eforturilor manuale ale minerilor.

Din punctul de vedere al posibilităților de amortizare a investițiilor, mineritul se înfățișează sub un aspect și mai puțin încurajator, în orice caz — în comparație cu alte industrii — nu se poate contesta că mineritul poate da ocazie la mari surprize și complicații.

În ce privește rentabilitatea unei exploatări miniere, noțiune adaptată concepției economice socialiste, neîngrădită de necesitatea de a servi capitalului un minimum de rentă și ținînd seama de faptul că eventualele deficite pot fi compensate prin valori provenite din alte sectoare economice, chiar și în atare condiții mineritul se deosebește de alte industrii și sub acest aspect.

În minerit limitele de rentabilitate introduse în calcul pot fi oricînd dezmințite prin modificarea condițiilor de zăcămînt, care îngreuiază posibilitățile de exploatare de multe ori pînă la abandonarea exploatării, respectiv creează greutăți de ordin tehnologic pentru a obține produse industrializabile în condiții acceptabile și la un preț de revenire care să permită utilizarea materiei prime în procesul de fabricație, dar mai cu seamă dacă produsul finit va fi destinat exportului, adică va servi drept etalon de comparație.

Ingrădiți între condițiile geologice ale zăcămîntului, posibilitățile de exploatare rațională și condițiile tehnologice pe de o parte, iar pe de altă parte obligați să țină seama de geografia locului și de condițiile economice, geologii și tehnicienii vor fi constrînși să revizuiască tot materialul documentar pe care îl posedă și înainte de a proceda la întocmirea unui proiect de exploatare să-l completeze prin cercetări de amănunt.

---

*) Redacția supune discuției considerațiile și criteriile din comunicarea de față, prezentată în ședința din 19 noiembrie 1957, în cadrul secției de Minegeologie a filialei A.S.I.T.-București.

Urmează deci să examinăm care sînt metodele cele mai indicate pentru a se putea proceda la verificarea datelor cuprinse în raportul de teren şi pentru întocmirea unui eventual program de lucrări suplimentare de cercetare.

Asemenea lucrări trebuie realizate de către geologi cu cunoştinţe speciale privind substanţa minerală respectivă, eventual şi cu cunoştinţe locale, împreună cu inginerii proiectanţi şi cu specialişti versaţi în exploatarea unor zăcăminte ca acelea cercetate, buni cunoscători ai utilajului minier, cu suficiente cunoştinţe economice şi organizatorice, pentru ca — prin coordonarea tuturor datelor geologice, tehnice şi economice — să se ajungă la o concluzie asupra posibilităţii de exploatare rentabile a zăcămîntului de substanţe minerale utile considerat.

★

Nu încape nici o controversă că volumul rezervelor industriale, deci şi calităţile tehnologice, condiţionează continuarea studiilor şi a cercetărilor începute. Imprecizii peste sau sub limita admisibilă de 10% în calculul rezervelor pot influenţa în mod dăunător aprecierea privind valoarea industrială a unui zăcămînt de substanţe minerale utile.

Subestimarea va înfrîna orice iniţiativă de continuare a lucrărilor ale căror indicaţii păreau promiţătoare, în acest caz economia naţională putînd fi păgubită, şi — dimpotrivă — o supraestimare a rezervelor poate duce la investiţii de asemenea proporţii, încît să nu poată fi amortizate şi, ca atare, să producă pagube nerecuperabile.

După cum se vede, se impune categoric supunerea datelor de rezerve stabilite prin lucrările de explorare unui examen foarte riguros sub aspectul posibilităţilor creării şi asigurării unei dezvoltări normale a unei exploatări miniere, cum şi sub aspectul posibilităţilor de amortizare a investiţiilor şi a cheltuielilor curente de exploatare.

Verificarea va începe prin reexaminarea condiţiilor de zăcămînt şi prin determinarea, cu mare precizie, a zonelor faliate, pentru a se stabili în ce măsură s-a ţinut seama de accidentele tectonice şi de influenţa pe care acestea o exercită asupra zăcămîntului, respectiv asupra exploatării şi, în consecinţă, asupra măsurii de recuperare a rezervelor.

Trebuie reexaminate, de asemenea, condiţiile de limitare a dezvoltării zăcămîntului în adîncime, eventual reluarea lucrărilor de explorare, ştiut fiind că — în multe cazuri — se renunţă la explorarea în adîncime din lipsa utilajului adecvat, sau din cauza creării unei imagini pripite despre forma zăcămîntului în adîncime, în fine din cauza formării unei păreri nefundate asupra valorii industriale a substanţei minerale utile.

Aceste lucrări, respectiv acele de completare a datelor cuprinse în raportul de teren, trebuie să conducă la concluzii valabile cu privire la condiţiile de punere în valoare a unui zăcămînt de substanţe minerale utile şi, dacă aceste condiţii sînt favorabile, trebuie să fie posibilă întocmirea unui proiect în toate amănuntele sale, astfel încît să se asigure o exploatare raţională.

Pentru a se putea aprecia măsura în care o atare exploatare este realizabilă, proiectanţii trebuie să cunoască, de la început şi fără posibilitatea unor interpretări diferite, datele esenţiale ale zăcămîntului.

Din confruntarea tuturor elementelor care concură la stabilirea condiţiilor de exploatare, rezultă o sinteză a preocupărilor ştiinţifice, tehnice şi economice, unite prin raporturi de cauzalitate.

Tehnica — considerată ca un factor autonom — este capabilă, prin îmbunătăţirea mijloacelor de producţie, să exercite o influenţă asupra factorului economic, afirmîndu-şi în felul acesta rolul covîrşitor pe care îl are şi în minerit. Totuşi, pentru a putea valorifica serviciile tehnicii la maximum posibil şi pentru a le putea adapta condiţiilor de zăcămînt, acestea trebuie cunoscute în amănunt.

Iată de ce, în faza aceasta de cercetare, trebuie să fim preocupaţi şi de amănuntele tehnice referitoare la asigurarea unei exploatări raţionale, respectiv la recuperarea maximă a substanţei minerale utile din zăcămînt.

Exploatarea raţională poate fi asigurată prin :

— alegerea celei mai indicate metode de exploatare, întemeiată pe cunoaşterea zăcămîntului ;

— stabilirea unui raport raţional între lucrările de deschidere, pregătire şi exploatare, respectiv între rezervele exploatabile şi necesităţile de plan ;

— coordonarea transporturilor în subteran cu cele de la suprafaţă ;

— adaptarea instalaţiilor de preparare a substanţelor minerale utile, în vederea asigurării unei folosiri industriale în condiţii optime.

O exploatare raţională implică şi o exploatare rentabilă, ceea ce se poate obţine printr-o justă folosire a forţelor de muncă îmbinate cu folosirea dispozitivelor mecanice, prin reducerea cheltuielilor indirecte şi prin introducerea unor măsuri organizatorice adecvate.

Înlănţuirea între posibilitatea de realizare a condiţiilor arătate, în vederea asigurării unei exploatări raţionale şi a cunoaşterii în amănunt a caracteristicilor zăcămîntului, este evidentă şi — ca atare — justifică necesitatea de a concepe şi de a îndruma organizarea exploatării miniere proiectate, concomitent cu soluţionarea celorlalte probleme şi într-o asemenea măsură încît să poată fi aplicată de la început fără greutăţi.

Din cele de mai sus se desprinde volumul lucrărilor care trebuie să premeargă unei exploatări miniere raţionale, cum şi sarcinile fiecărui sector pentru realizarea acesteia.

Zăcăminte de minerale metalifere

Zăcămintele de minerale metalifere sînt, după cum se ştie, atît de diferite sub aspectul modului de prezentare şi al variaţiilor conţinuturilor de metale industrializabile, încît fiecare zăcămînt, în parte, reprezintă o problemă cu particularităţile sale care trebuie examinate, în vederea găsirii soluţiilor celor mai indicate prin eventuala asigurare a unei exploatări raţionale.

Rezultă de aici că proiectanţii, chemaţi să întocmească un proiect de exploatare a unui zăcămînt de minereuri pe temeiul raportului de teren care le-a fost prezentat, sînt obligaţi să verifice în ce măsură şi cu ce mijloace a fost conturat zăcămîntul şi în care din categoriile cunoscute poate fi înscris.

Intr-o şi mai mare măsură şi cu un grad superior de precizie trebuie verificate procedeele folosite şi concluziile consemnate, pentru aprecierea dezvoltării unui zăcămînt de minerale metalifere în adîncime.

Dacă apare vreo îndoială sau dacă elementele de bază nu pot constitui o suficientă justificare în sprijinul întocmirii unui proiect de exploatare, trebuie ca, înainte de a se renunţa la zăcămînt, respectiv înainte de a se proceda la punerea sa în exploatare pe informaţii dubioase, totul să fie refăcut.

Repartizarea neuniformă a minereurilor în zăcămînt şi forma de filoane a zăcămintelor indică lucrările miniere ca singurele lucrări de explorare, cu excepţia filoanelor acoperite de depozite de roci detritice mobile foarte dezvoltate, care nu pot fi cercetate avantajos prin lucrări miniere, ci prin foraje.

In limita posibilităţilor, explorarea prin puţuri este preferabilă celei prin foraje, dat fiind avantajul pe care puţurile îl oferă de a permite preluarea de probe în cantităţile necesare unei bune determinări calitative şi de a se obţine lămuriri asupra zăcămîntului, ceea ce prin foraje nu este posibil decît în mod incomplet.

Pentru determinarea direcţiei, a grosimii şi a particularităţilor tectonice ale zăcămintelor filoniene, proiectul trebuie să examineze dacă s-a ţinut seama de: forma zăcămîntului, de raporturile spaţiale cu rocile înconjurătoare, de repartiţia substanţelor minerale utile şi de dispoziţia filoanelor.

Zăcămintele de minerale metalifere stratificate, caracterizate prin poziţia lor aproape orizontală, prin adîncime mică şi prin consistenţa slabă a rocilor înconjurătoare, cum şi printr-o extindere mare şi prin variaţii de grosime, cuprinse între centimetri şi cîţiva metri, nu prezintă dificultăţi pentru explorarea lor.

O explorare reuşită şi, ca atare, folositoare va fi prin urmare aceea care a furnizat, prin rezultatele obţinute, date precise asupra condiţiilor de zăcămînt şi asupra calităţii industriale a mineralelor metalifere, a căror exploatare se urmăreşte.

Mai dificilă este situaţia proiectanţilor atunci cînd trebuie să întocmească un proiect de exploatare a unor zăcăminte de minereuri metalifere de forme neregulate şi cu o repartiţie neuniformă a minereurilor, a căror explorare n-a condus la indicaţii care pot fi luate în considerare pentru elaborarea unui proiect de exploatare. In asemenea cazuri, cercetările trebuie reluate, începînd prin examinarea contactelor cu rocile înconjurătoare, în special a contactului rocilor eruptive cu cele sedimentare. Se va studia de asemenea concomitent tectonica zăcămîntului şi se vor delimita sectoarele afectate de fenomene de zdrobire şi de breccifiere.

In apropierea unui corp de minereuri, identificat şi delimitat prin tranşee de explorare, se recomandă săparea unui puţ în care se va proceda apoi la explorarea în adîncime şi la diferite nivele a masei mineralizate prin galerii direcţionale şi prin lucrări verticale şi înclinate săpate în zăcămînt şi în rocile laterale.

Cu ajutorul unor astfel de lucrări nu vor putea fi determinate decît rezerve de categoria C_1 şi excepţional B, din care cauză şi exploatarea va fi dimensionată în limite reduse. In genere, ea va urma imediat explorării, ţinîndu-se seama de necesitatea de a coordona lucrările în aşa fel încît să se poată asigura o continuitate de producţie.

In această categorie de zăcăminte intră filoanele subţiri şi cele scurte de minereuri de aur, cele argentifere sau de minerale rare, filoanele sărace de minereuri de plumb, zăcămintele de skarn, acumulările de minereuri de mercur, cuiburile de cromite platinifere, sau filoanele stanifere din zonele de greisenifiere din granite, cuiburile stanifere din pegmatite şi altele, situate mai ales în zona de contact sau în apropierea ei.

Trebuie să mai menţionăm şi cercetarea zăcămintelor aluvionare pentru urmărirea existenţei substanţelor minerale utile, care se pot găsi în depozitele aluvionare, astfel încît proiectantul care are de întocmit un proiect de exploatare este obligat să reexamineze întreaga activitate de cercetare desfăşurată, mijloacele de investigaţie folosite şi gradul de precizie al probărilor.

De asemenea, proiectantul va fi pus în situaţia de a examina foarte amănunţit planul de situaţie al regiunii explorate, pe care, în mod obligatoriu, trebuie să figureze văile cercetate, morfologia regiunii, amplasamentele puţurilor, al forajelor şi al lucrărilor miniere executate.

Zăcăminte de minerale nemetalifere

În prezența unui raport de teren, chiar foarte bine documentat în ce privește forma și dezvoltarea unui atare zăcămînt, acesta nu poate fi luat în considerare dacă proprietățile industriale ale substanței minerale utile respective nu sînt descrise cu minuțiozitate ; pentru unele dintre ele trebuie indicate și proprietățile fizice, de exemplu mărimea plăcilor de mică ce se pot detașa, flexibilitatea și duritatea lor, conductivitatea electrică, puritatea, conținutul procentual de fier, iar la azbest lungimea fibrelor, cum și rezultatele încercărilor tehnologice.

Prin indicarea rezervelor industriale, care sînt luate în considerare pentru întocmirea proiectului de exploatare, s-ar putea presupune că, sub aspectul posibilităților de industrializare, substanța minerală utilă explorată a fost cercetată, chiar dacă nu toate datele corespunzătoare figurează în raport. Această prezumție nu este însă totdeauna întemeiată, din care cauză proiectantul este obligat să se documenteze și în această direcție.

S-ar putea obiecta că sarcina proiectantului este limitată la elaborarea unui proiect de exploatare, în care scop i-ar fi suficiente anumite date, de ordin geologic-minier. Obiecția, dacă s-ar face, este însă neîntemeiată și ținem să reamintim observațiile noastre cu privire la interdependența ce există între factorii care determină justificarea începerii unei exploatări miniere, printre care factorul economic are un rol covîrșitor.

Nu este indicat a se trece la faza de elaborare a unui proiect de exploatare, nici chiar la continuarea exploatărilor de detaliu, dacă nu se cunosc, în prealabil, toate calitățile substanței minerale, condițiile tehnologice de prelucrare și posibilitățile industriale de valorificare ale acestora. Înainte de a proceda la întocmirea unui proiect de exploatare, proiectantul trebuie neapărat să cunoască și să aprecieze toate proprietățile substanței minerale utile cercetate, cum și rezervele exploatabile care vor constitui baza materială a acelui proiect.

★

Pentru exemplificare, vom lua în considerare din această categorie de zăcăminte un masiv de calcar și un zăcămînt de cărbuni stratiform sau lenticular.

Posibilitatea de punere în valoare a unui masiv de calcar depinde, afară de condițiile de zăcămînt, de calitatea calcarului și de condițiile de transport, care să asigure plasarea producției, în limitele unor cheltuieli care să nu greveze în mod împovărător prețul de cost.

Așadar, proiectantul va trebui să cunoască în amănunt forma de zăcămînt, succesiunea litologică, rezervele industriale, calitatea calcarului, cum și condițiile economice de exploatare și de transport.

În ce privește rezervele, dăm — cu titlu de orientare — unele date care pot fi folosite în vederea aprecierii raportului dintre rezerve și dimensionarea unei fabrici de ciment proiectate, respectiv între planul de producție și posibilitatea de amortizare a investițiilor.

Volumul rezervelor necesare pentru crearea unei industrii de ciment poate fi apreciat în felul următor : Pentru 1 t de ciment se cere 1,7 t de materie primă, în raport de 1:3,5 între marnă și calcar. Adaosul de ghips pentru accelerarea prizei cimentului, dacă se fabrică ciment cu priză rapidă, este de 30 kg/t.

Calcarele folosite pentru fabricara cimentului nu trebuie să conțină mai mult de 3—4 MgO și 2,5% SO_3.

Modul hidraulic — M — și modul silicic — S — se stabilesc după analizele chimice în modul următor :

$$M = \frac{Ca\,O}{Si\,O_2 + Al_2\,O_3 + Fe_2\,O_3};$$

și

$$S = \frac{Si\,O_2}{Al_2\,O_3 + Fe_2\,O_3}.$$

Dacă M este cuprins între 1,7 și 2,4, iar S între 2 și 3,5, calcarul poate fi folosit la fabricarea cimentului. Nisipul, silexurile și pirita îl fac impropriu pentru acest scop.

Prezența calcarelor dolomizate sau silicifiate în apropierea unor masive de calcar omogen impune probarea lor foarte amănunțită.

Calcarele mai puțin rezistente se pot folosi pentru prepararea bioxidului de carbon, a carburii de calciu și a varului gras, dar pentru prepararea acestuia conținutul de carbonat de magneziu trebuie să fie foarte redus pentru a nu împiedica o calcinare completă.

Calcarele curate și ușor fuzibile se folosesc ca fondant la fabricarea fontei în furnale înaintea oțelului. Un conținut de SiO_2 + Al_2O_3 mai mare decît 5% micșorează capacitatea fondantă a calcarului, iar un conținut mai mare de 10% de MgO este dăunător.

Sub aspectul condițiilor de zăcămînt, proiectantul va trebui să cunoască foarte bine forma, dimensiunile și structura geologică a masivului, precum și natura litologică a diferitelor sedimente, morfologia regiunii, prezența carsturilor și existența, respectiv repartiția, intercalațiilor și incluziunilor dăunătoare din calcar.

Din cele ce preced rezultă că necesitatea cunoașterii în amănunt a tuturor caracteristicilor unui masiv de calcar justifică fie colaborarea proiectantului pe toată durata executării exploatării cu personalul de specialitate, fie executarea unui control riguros al datelor prezentate în raport, în care caz va fi poate indicat să se refacă unele lucrări de cercetare, printre care foarte probabil multe analize și încercări tehnologice.

În cazul unui zăcămînt de cărbuni proiectantul trebuie să dispună de o documentare cît se poate de precisă asupra formei și dimensiunilor zăcămîntului, rezervelor acestuia, pe categorii (A, B și C), cum și asupra geologiei și hidrogeologiei regiunii în care se situează cîmpul de exploatare respectiv.

Desigur că de primă importanță pentru luarea în considerare a unui zăcămînt de cărbune în vederea exploatării sale vor fi rezervele și calitatea cărbunelui, condiții care trebuie coordonate cu necesitățile planului de stat.

Oricît de firească pare această condiție, este totuși necesar să se reamintească aici că multe zăcăminte de cărbuni au fost compromise, ca urmare a începerii unei exploatări pripite, întemeiate pe considerente de interes local, sau pe altele legate de oportunismul organizatoric al unor întreprinderi, în contradicție cu interesele superioare de stat, care în ultimă analiză au în vedere cruțarea unui zăcămînt și punerea sa în exploatare la momentul potrivit.

Așadar iată de ce socotim că proiectantul, în ultimă instanță, trebuie să fie obligat să se informeze despre toate aspectele sub care trebuie judecată necesitatea începerii unei exploatări de cărbuni, în care sector s-au comis cele mai mari abuzuri, fără a neglija să menționăm și sectorul substanțelor minerale destinate materialelor de construcție.

Două obiecții s-ar putea aduce propunerii noastre și anume:

— Institutele de proiectări miniere sînt unități în subordine și, ca atare, obligate să ducă la bun sfîrșit o dispoziție primită, observație care nu poate fi combătută, dar care nu este în contradicție cu obligația proiectantului de a atrage atenția după o perfectă documentare asupra lipsei de oportunitate în ce privește începerea unei exploatări miniere, întemeiată și pe alte considerente decît numai pe acele de ordin geologic-minier.

— A doua obiecție derivă din constatarea indiscutabilă că foarte multe exploatări miniere au fost începute fără nici un temei geologic, minier și economic din cauza lipsei unei conlucrări cu un proiectant de specialitate sau cu o altă instanță minieră competentă. Această observație este întemeiată, deficiența există și consecințele au fost în multe cazuri grave, dar remedierea este posibilă, dacă se întărește autoritatea minieră și se exercită în toate sectoarele miniere. În această direcție A.S.I.T. ar putea avea un rol covîrșitor.

În continuarea observațiilor precedente, revenind la condițiile pe care trebuie să le îndeplinească un zăcămînt de cărbune pentru a putea fi pus în exploatare, ținem să precizăm în linii mari parametrii de care trebuie să se țină seamă în vederea întocmirii unui proiect de exploatare rațională.

În ipoteza că rezervele industriale arătate în raport, cum și calitatea cărbunilor corespund necesităților de plan și, ca atare, există o justificare pentru luarea în considerare a zăcămîntului cercetat, proiectantul va fi obligat să obțină informații foarte precise privind:

A. Tipul de zăcămînt în care se încadrează, și anume:

a) zăcăminte din zonele sinclinale;

b) zăcăminte din zonele de tranziție (de flancuri).

a) Zăcămintele din prima grupă au o dezvoltare mare în extindere și sînt alcătuite din numeroase strate de cărbuni, de grosimi uneori considerabile. Sub aspect calitativ, trebuie reținut că într-unul și același zăcămînt, se pot întîlni cărbuni cu proprietăți variate.

b) Zăcămintele din zonele de tranziție se caracterizează printr-o mare extindere, prin grosimi variabile ale complexului cu cărbuni și printr-un mare număr de strate, de la 2—3 pînă la 20 și uneori chiar mai mult. Din punct de vedere tectonic, se întîlnesc strate de cărbuni, de la mici, la foarte mari.

Tot în această grupă, se pot clasa și zăcămintele de cărbuni din fosele tectonice, caracterizate prin grosimi variate ale stratelor, și anume de la unele foarte subțiri, la altele foarte groase, atingînd pe întinderi reduse grosimi uneori de zeci de metri.

În fine, sub aspectul genetic, va trebui determinat dacă zăcămîntul este autohton, în care caz stratele de cărbuni se caracterizează — în general — prin constanța grosimii pe direcție, prin puritatea și omogenitatea cărbunelui, spre deosebire de un zăcămînt alohton, lipsit de aceste caracteristici, la care, prezența de materii anorganice diseminate în strat îl fac să aibă un conținut mai mare de cenușă decît acela al cărbunilor autohtoni.

B. În ce privește grosimea, care reprezintă un factor de prim ordin la alegerea metodei de exploatare, este necesar să precizăm că ea nu este o noțiune absolută.

Grosimea este o funcție tehnico-economică și sub acest aspect reprezintă o valoare relativă, determinată de posibilitatea tehnică de extragere a substanței minerale utile din zăcămînt și condiționată de prețul de cost al tonei extrase. Această valoare relativă se exprimă prin denumirea de „grosime productivă" a zăcămîntului, noțiune care, în cazul zăcămintelor de cărbuni și de șisturi bituminoase, este dependentă de grosimea reală, de însușirile tehnologice și de posibilitățile de realizare a unei exploatări raționale și rentabile.

Un alt parametru de mare importanță în apropierea unui zăcămînt este constanța profilului. În măsura în care profilul suferă variații, paralelizarea stratelor va fi mai greu sau mai ușor de realizat și, ca atare, în aceeași măsură va fi grea determinarea grosimii stratului glo-

bal, adică suma grosimilor stratelor care formează masa de cărbuni, respectiv coeficientul de masă carbonoasă, ceea ce exprimă raportul procentual dintre grosimea stratului global și grosimea totală a depozitelor în care sînt intercalate stratele de cărbuni.

— Procesele tectonice, prin efectele acțiunii lor asupra stratelor de cărbuni, în formă de cute și deranjamente, îngroșări sau subțieri, oglinzi de fracțiune, strierea fețelor și altele, sînt elemente de care trebuie să se țină seama la evaluarea unui zăcămînt de cărbuni.

— Acțiunea eroziunii, cu efectele ei modificatoare, care pot ajunge pînă la degradarea sau totala ablațiune a anumitor părți din stratele de cărbuni, este un fenomen care trebuie să fie luat în considerare.

— Oxidarea cărbunelui și acțiunea fenomenelor atmosferice produc alterarea sa superficială sau profundă, care se poate propaga de multe ori pînă la 25—35 m în adîncime. Determinarea acestei adîncimi prezintă importanță și trebuie să i se atribuie toată atenția cuvenită.

C. Pentru *determinarea valorii industriale* a unui zăcămînt de cărbuni este necesar să fie cunoscute :

1. *Puterea calorifică.* Aceasta se obține prin încercări calorimetrice. În practică se folosește următoarea formulă, cu care se obțin valori aproximative :

$$P = \frac{8\,100\,C + 34\,600\left(H - \frac{O}{8}\right) + 2\,500\,S - 600\,H_2O}{100},$$

în care :

P este puterea calorifică ;
C — carbon (1 kg C dezvoltă 8 100 calorii) ;
H — hidrogen (1 kg H dezvoltă 34 600 calorii) ;
O — oxigen ;
S — sulf ;
H_2O — apă higroscopică.

Cu titlu informativ arătăm că :

1 kg huilă produce în regim normal de ardere : 6—10 kg abur ;

1 kg cărbune brun produce în regim normal de ardere : 3,5—5 kg abur ;

1 kg brichete din cărbuni bruni produce în regim normal de ardere : 4.5—5,5 kg abur ;

1 kg lignit produce în regim normal de ardere : 2,5—4 kg abur.

Puterea calorifică este de 7 000—9 000 kcal pentru antracit și huilă : 5 900—7 000 kcal pentru cărbuni bruni ; 2 500—3 200 kcal pentru ligniți xiloizi și maximum 3 000 kcal pentru turbă.

2. *Gradul de coeziune :* limita admisibilă de reducere în pulbere — 10%.

3. *Proporția de zgură,* limita 2%.

4. *Proporția de cenușă,* limita 13%.

5. *Existența corpurilor străine* ca : argilă, pirită și sideroză, elemente care micșorează valoarea calitativă a unui zăcămînt de cărbuni.

6. Determinant pentru valoarea unui cărbune este *conținutul în carbon.* Spre deosebire de conținutul în oxigen, conținutul în carbon este în raport direct cu vîrsta, și anume 90% la antracit, 79—85% la huilă, 60—70% la cărbuni bruni, 30—42% la lignit xiloid și 30%, chiar mai puțin, la turbă.

D. *Determinarea proprietăților fizico-chimice și tehnologice* este, de asemenea, absolut necesară pentru aprecierea valorii industriale a unui zăcămînt, respectiv pentru exploatarea sa.

După conținutul de apă în cărbuni, se face deosebirea între umiditatea de zăcămînt, care scade prin uscare la aer și umiditatea specifică sau higroscopică, care la 105° ajunge la zero.

Umiditatea higroscopică variază în felul următor :

turba	20 —25 %
cărbunii bruni	35 —45 %
brichetele din cărbuni bruni	13 —15 %
huila semigrasă	6 —12 %
huila de vîrstă mijlocie	1 — 2,5%
huila slabă, mai veche	0,5— 1 %.

E. *Condițiile hidrogeologice* trebuie să fie bine cunoscute, dat fiind că ele intervin într-o mare măsură în luarea unei decizii cu privire la valorificarea unui zăcămînt de cărbuni.

Prin studiile hidrogeologice care se impun categoric a fi executate, se vor stabili :

1) orizonturile acvifere, dezvoltarea lor, debitul și nivelul hidrostatic ;

2) corelarea între orizonturile acvifere cu apele de suprafață ;

3) caracterizarea particularităților apelor subterane, spre deosebire de cele de suprafață ;

4) existența nisipurilor curgătoare ;

5) repartiția apelor subterane în diferitele compartimente ale aceluiași bazin de cărbuni.

F. *Pentru cunoașterea gradului de puritate al cărbunelui,* va fi necesar să se stabilească proporția de acizi humici, de humați alcalini, de humați de calciu, de rășină, de lignină și de celuloză.

Trebuie, de asemenea, determinate prin analize natura distilatului obținut la temperatura de 500°C, cum și proporția de substanțe volatile și conținutul în bitumene.

G. Dacă din primele analize efectuate s-a putut constata existența unor *cărbuni humici,* din *varietatea cărbunilor aglutinanți,* se vor face cercetări pentru determinarea *capacității de cocsificare.* În acest scop, se va stabili cu mare precizie gradul de variație al compoziției calitative a cărbunelui și se vor determina rezervele grupate pe calități. Pentru fiecare categorie, să se stabilească conținutul de corpuri volatile, cenușă, sulf, fosfor, urmînd să se procedeze la probări semiindustriale pe calități,

cum şi la determinarea condiţiilor tehnologice de folosire a fiecărei categorii de cocs obţinut.

În fine, se vor face încercări de brichetare, în vederea utilizării materialului mărunt.

H. În încheiere, vom încerca să abordăm o ultimă problemă din ansamblul acelora care se înscriu în studiul premergător valorificării unui zăcămînt de cărbuni, şi anume: *limitele de adîncimi admisibile pentru diferitele categorii de cărbuni,* pînă la care exploatarea poate fi luată în considerare.

Ţinem să arătăm, de la început, că o îngrădire, astfel cum a fost acceptată în multe cazuri, fără a conjuga factorul „adîncime" cu toţi ceilalţi factori care intervin în luarea unei hotărîri privind exploatarea unui zăcămînt de cărbuni, este o eroare.

Nu încape nici o îndoială că un zăcămînt de lignit, care poate fi exploatat la zi, prezintă un mare avantaj faţă de un alt zăcămînt de lignit care trebuie exploatat în subteran, poate chiar la o anumită adîncime. Dar acest avantaj dispare imediat, dacă lignitul extras din exploatarea la zi nu poate fi valorificat decît la o distanţă de zeci de kilometri, ceea ce grevează atît de mult costul tonei de lignit — cărbune de valoare calorifică inferioară — încît întrebuinţarea sa devine foarte discutabilă.

În schimb, un lignit cu un conţinut redus de cenuşă şi care poate fi uşor brichetat suportă cheltuielile transportului pînă la o distanţă destul de mare, dat fiind puterea calorifică pe care o are, avantaj care — adăugat la cheltuielile reduse ale exploatării la zi, sau chiar în subteran — face rentabilă folosirea acestui lignit.

Un strat de huilă de 0.50—0,75 m grosime, întîlnit la 700—800 m adîncime, poate forma obiectul unei exploatări rentabile, dacă condiţiile tectonice sînt favorabile, calitatea cărbunelui este omogenă, zăcămîntul este lipsit de gaze, într-un cuvînt dacă exploatarea se poate desfăşura fără dificultăţi, spre deosebire de un strat avînd o grosime chiar dublă, dar care este lipsit de toate proprietăţile pozitive ale primului strat, din care cauză nu poate fi exploatat decît cu un atare spor de cheltuieli, încît introducerea în procesul economic a cărbunilor extraşi în condiţii grele şi costisitoare ar spori costul produsului fabricat, căruia i-au servit, pînă dincolo de limitele admisibile.

Am putea cita multe exemple asemănătoare, valabile desigur şi pentru alte substanţe minerale utile, socotim însă că nu este necesar; pentru ficare caz în parte însă, se impune necesitatea stabilirii adîncimii admisibile, unul dintre factorii care trebuie neapărat luat în considerare, în vederea punerii în valoare a unui zăcămînt de substanţe minerale utile, ţinîndu-se seama de toţi factorii determinanţi, luaţi în ansamblul lor.

Substanţele minerale utile reprezintă valori relative de energii potenţiale, a căror transformare în energii cinetice, în valori absolute, necesită mari eforturi de gîndire şi de muncă fizică, cum şi investiţii importante de materiale şi de bani.

Calculele minuţioase, întemeiate pe documentaţia pe care şi-a întocmit-o proiectantul, trebuie să-l conducă la concluzii valabile pentru prezentarea unor soluţii practice.

★

Dacă din studiile executate se ajunge la concluzia că un zăcămînt de substanţe minerale utile justifică exploatarea sa, proiectul va trebui întocmit cu respectarea următorilor factori: rezerve exploatabile, condiţii de zăcămînt, situaţia geografică, necesităţile Planului de Stat, respectiv condiţiile conjuncturale.

Din îmbinarea tuturor acestor condiţii, va rezulta o imagine bine conturată, cu ajutorul căreia va fi posibilă dimensionarea viitoarei exploatări, respectiv investiţiile pe care le va necesita şi, ca urmare firească, posibilitatea de a le amortiza în timp util.

Nu putem încheia fără a insista îndeajuns asupra necesităţii ca proiectantul viitoarei exploatări să facă parte din colectivul de cercetări pe teren, începînd din faza de explorare, şi să colaboreze la toate lucrările, de orice natură, eventual să le îndrumeze în vederea obţinerii datelor de care va avea nevoie la întocmirea proiectului său.

Studiu calcografic asupra mineralizației cuprifere de la Deva-Transilvania

Ing. **Caius Superceanu**

Zăcămîntul cuprifer de la Deva este situat în zona de sud-vest a Transilvaniei, făcînd parte din provincia metalogenetică neovulcanică a Munților Metalici Apuseni [8, 12, 14].

Prezenta comunicare are drept scop principal studiul calcografic al mineralizației metalifere.

Mineralizația este de tip volbură, fiind cantonată în masivul de andezite amfibolice, din extremitatea nord-estică a complexului cristalin epizonal din Poiana Ruscă [1, 5].

Minerale cuprifere predominante sînt calcopirita și bornitul, care sînt diseminate și impregnate relativ omogen în masa de andezit silicifiat și caolinizat (fig. 6), generînd astfel un conținut mediu de 1% Cu.

Conform datelor arheologice existente [1, 17], exploatările de cupru din această regiune datează din epoca romană, deci și aici meritul are o vechime de două milenii [17].

Geologia regiunii a fost studiată de către I. E. Fichtel în 1794 [5], F. Kerner în 1905 [10], St. Gaal în 1908 [7], K. Zimanyi în 1912 [10, 21], E. Maros în 1908 [13, 14] V. Albescu în 1933 [1], Teglas G. în 1914 [17] și de V. Lucca în 1952 [12].

Cercetări geologice sistematice asupra regiunii au fost efectuate începînd din anul 1957, de către Ministerul Minelor, prin Trustul de Explorări și Prospecțiuni.

Complexul cristalin. După cum s-a amintit anterior, erupțiile de andezite de la Deva, ce conțin volburile mineralizate, traversează complexul cristalin epizonal al Grupului Poiana Rusca, care se poate subdiviza în filite, sericitoșisturi și cuarțite.

In vecinătatea zonei mineralizate, filitele apar spre est de zăcămînt, unde limitează spre sud și SE masivele andezitice Scocul Mic și Piatra Bisericii; sînt bine deschise atît în aval de cariera de andezit, cît și pe versantele Pîrăului Băilor.

Filitele sînt mai bine dezvelite în zonele Breteliu și Herepea în partea de NV a regiunii, continuîndu-se apoi spre interiorul grupului Poiana Ruscă [12].

Rocile filitice sînt intens cutate și dislocate, însă cele din Pîrăul Băilor păstrează o așezare periclinală, în raport cu masivul neovulcanic al Nocetului [12].

Complexul sedimentogen este reprezentat prin formații cretacice, alcătuite dintr-o alternanță de gresii silicioase, cu intercalații de șisturi marnoase și grezoase, aglomerate vulcanice și conglomerate.

In zona sudică a localității Deva, depozitele cretacice sînt urmate de formațiii sarmațiene, alcătuite din gresii și marne gresoase gălbui, cu intercalații de tufuri vulcanice, calcare și gipsuri [1, 12, 13].

Rocile eruptive andezitice

După cum s-a mai amintit, andezitele (cuprifere) de tip Deva se integrează în provincia neovulcanică a Munților Metalici Apuseni, aparținînd fazei a III-a de eruptivism. După M. Socolescu [8], erupțiile acestei faze încep în Sarmațianul superior și se sfîrșesc în Pliocenul inferior. Este reprezentată prin andezite (tip Barza, Deva, Săcărîmb, Porcurea), dacite (tip Cetrașu) și piroclastitele acestora. Toate aceste roci se caracterizează prin intense fenomene hidrotermale post-vulcanice ce au generat filoane și volburi auro-argentifere și cuprifere [8, 13, 14].

Conform cercetărilor geologului V. Lucca [12], masivele andezitice Poliatca (697 m) și Nocetul (644 m) pot fi considerate ca resturi ale aparatului vulcanic, prin care a avut loc erupția andezitelor și prin care s-au revărsat scurgerile puternice de lave ce acoperă formațiile sedimentogene limitrofe. Direcția generală a liniilor de erupție (NV—SE) din Munții Apuseni se regăsește și în regiunea Deva.

Masivele andezitice ca Cetatea Devei (spre nord), Petriceaua, Piatra Coziei, Dosul Osmanului, Nerghes (spre vest), cele din Dealul Măgura, Bejanului, Pietroasa (spre sud) sînt considerate de V. Lucca [12] petece de pînze de lave, deși unele dintre ele, ca spre exemplu conul Cetății Devei, are formă vulcanică caracteristică.

Andezitul constituent al masivului Nocetului, în care este cantonat zăcămîntul, este un andezit amfibolic cu fenocristale de plagioclazi. Asupra acestui andezit, cum și — în general — asupra andezitelor din regiunea Deva, nu s-a elaborat pînă în prezent un studiu petrografic și petrochimic sistematic.

In zona zăcămîntului, andezitul este constituit dintr-o pastă cenușie micro- și criptocristalină (50—70%), în care sînt înglobate fenocristale de plagioclazi (10—20%) (Labrador, andezin, bytownit), zonați și maclați și cristale prismatice de hornblendă (10%). Ca minerale accesorii, se întîlnește cuarț, biotit, magnetit, ilmenit, apatit, epidot, cordierit, sillimanit, rutil, zircon, pseudobrookit, corindon (safir), pirită, oligist și calcopirită.

Andezitele coșurilor vulcanice se caracterizează, în general, prin dimensiunile apreciabile ale fenocristalelor de plagioclazi (10—15 mm), pe cînd lavele andezitice sînt în general microcristaline, cu un conținut ridicat de substanță vitroasă.

Atît andezitele din masivul Nocetului, cît și cele din celelalte masive (spre exemplu Scocul Mare, Petriceaua și altele) sînt afectate de procese hidrotermale, urmate de procese de caolinizare, silicifiere și mineralizare cupriferă. Probe informative colectate din andezitele din masivele Nocetul, Poliatca, Scocul Mare) au indicat conținuturi de 0,04—0,2% Cu, deci se pot denumi „andezite cuprifere".

Pentru stabilirea zonelor de concentrație a cuprului, se impune pentru toate aceste masive andezitice o cartare geochimică exactă, iar zonele cu Cu $>$ 0.3% să fie toate considerate ca interesante pentru lucrări de explorare.

Este clar că ne aflăm în cazul unor zăcăminte de minereuri diseminate asemănătoare celor de tip „disseminited porphyry copper ores" [2, 3] care atît în U.R.S.S. (Kounrad, Almalik Boşecul), cît şi în S.U.A. (Bingham, Ely, Santa Rita) şi Chile (Chuquicamata, Potrerillos) sînt cantoane în roci cu chimism asemănător (granodiorite, cuarţ-monzonite porfirice, însă de facies hipoabisic).

Andezitele cuprifere de tip Deva (0,04—0,2% Cu) sînt identice, din punct de vedere economic, cu andezitele aurifere de tip Roşia Montană şi Baia de Arieş (1—3g Au/t), adică reprezintă volume mari de rocă, cu conţinut redus în metal, care vor putea deveni exploatabile într-un viitor apropiat, cînd progresul tehnicii va permite acest lucru.

Zăcămîntul cuprifer este situat sub flancul estic al masivului vulcanic al Nocetului, pe versantul stîng al Pîrăului Băilor. In această zonă, andezitul este traversat de un filon steril cuarţo-caolinic, orientat N—S, de 0,3—3 m grosime şi înclinat la 65° W [12], ce conţine o masă caolinoasă cenuşie, zone silicifiate şi brecii andezitice. In masa filonului, apar şi uşoare impregnaţiuni calcopiritice.

Zăcămîntul cuprifer, care este reprezentat printr-o volbură mineralizată, este situat în coşul vulcanic al masivului andezitic al Nocetului, iar zona de crater inclusiv zăcămîntul se află aproximativ în centrul erupţiei andezitice ce are formă elipsoidală alungită şi turtită la capete [12].

După cum s-a mai amintit, volbura mineralizată este situată în culcuşul filonului steril. In partea vestică a filonului, roca andezitică este practic sterilă, observîndu-se numai slabe impregnaţii de calcopirită şi conţinuturi de 0,05—0,2% Cu.

După cum reiese şi din fig. 1, zona învolburată-mineralizată are forma elipsoidală (la —60) cu un nucleu steril, în extremitatea vestică.

In conformitate cu observaţiile geologice de pe teren şi cu datele din literatură [12], se poate admite că zăcămîntul s-a format prin silicifierea şi mineralizarea hidrotermală (postvulcanică) a fisurilor, diaclazelor şi a zonelor de brecifiere, provenite prin fenomenele de contracţie ale andezitelor din coşul vulcanic, reprezentat astăzi prin masivul Nocetului.

Afară de fisurile frecvente (0,1—5 mm), apar şi cîteva filonaşe de ordinul 5—20 cm grosime, în care mineralizaţia calcopirito-bornitică şi cuarţul cristalin (III) sînt abundente.

Principalele sisteme de fisuri sînt orientate în cruce (N—E şi E—V), iar fisurile mai puţin importante în direcţia NV—SE. Prin concurenţa acestor sisteme de fisurare, s-a format volbura propriu-zisă, care a fost impregnată prin procese hidrotermale; pasta andezitului fiind complet silicifiată, feldspaţii caolinizaţi, şi mineralele melanocrate au fost cloritizate. In aceste condiţii, structura andezitului iniţial este de nerecunoscut.

Studiul microscopic al minereurilor a stabilit că prima fază a mineralizaţiei a fost o silicifiere intensă, care apoi a fost urmată de depunerea mineralelor cuprifere (în special sistemul $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4). Procesul de depunere a silicei a fost continuu şi, în ultima fază de mineralizare, s-a individualizat sistemul FeS_2 — Fe_3O_4, care parageneză precizează în timp şi spaţiu limitele mineralizaţiei.

Distribuţia mineralizaţiei pe orizontală. La orizontul —60, adică în zona unde zăcămîntul este bine dezvoltat, se observă o oarecare distribuţie zonară, în sensul că în partea vestică a volburii există un nucleu steril (fig. 1), corpul principal al zăcămîntului este format din impregnaţii calcopirito-bornitice, iar zona marginală şi partea de nord sînt în general îmbogăţite în oligist şi pirită, frecvenţa mineralelor cuprifere (în special sistemul $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4) scăzînd continuu. Nu există o limită tranşantă a zăcămîntului. Parageneza FeS_2 — Fe_2O_3 din zona marginală şi nordică a zăcămîntului indică o ambianţă oxidantă şi epuizarea cuprului din soluţiile mineralizante.

Totuşi, avînd în vedere gradul de deschidere minieră, încă insuficientă, a zăcămîntului, pentru stabilirea definitivă a acestei ipoteze a structurii zonare, mai sînt însă necesare cercetări detaliate.

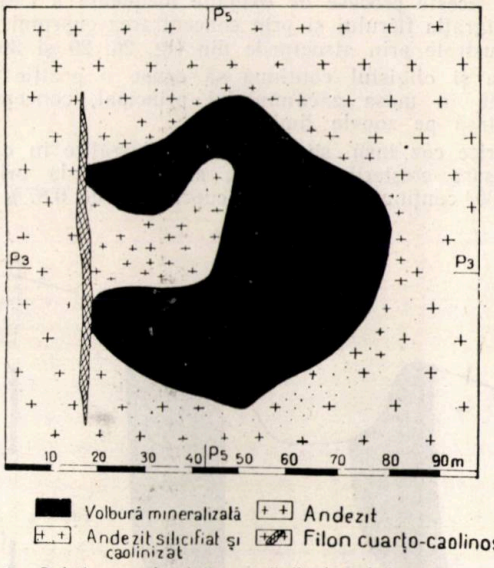


Fig. 1. Schiţa geologică a zăcămîntului cuprifer de la Deva (Transilvania), la oriz. —60 m:

Zona de volbură mineralizată **(negru)** este bordată de andezite slab silicifiate şi caolinizate, iar la limita vestică, de un filon steril cuarţo-caolinic.

Distribuţia mineralizaţiei pe verticală este ceva mai explicită, în sensul că — în funcţie de lucrările miniere — se poate stabili în linii mari următoarea zonalitate:

1. Zona de afloriment, orizontul +15 şi orizontul principal fac parte din zona de oxidaţie a zăcămîntului. Mineralele metalice primare predominante sînt: calcopirita, pirita, oligistul şi, mai rar, bornitul. Mineralele provenite prin procese de oxidaţie (malahit, azurit, calcantit, brochantit, melanterit) apar frecvent. Mai rar apare cuprul nativ, β —calcosina, bornit II (descendent),

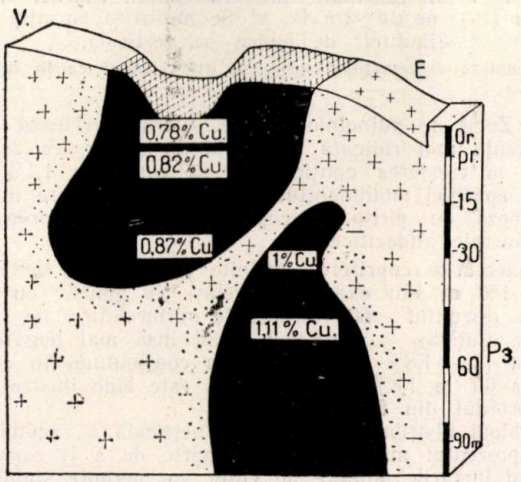


Fig. 2. Profil schematic prin zăcămîntul cuprifer de la Deva. (P_3), pe direcţia N—S.

Se indică variaţia conţinutului de cupru pe verticală (semnificaţia formaţiilor geologice este identică ca în fig. 1).

β —digenit etc. Zona de oxidaţie prezintă, în general, un conţinut mediu de 0,8% Cu, deşi există şi concentraţii locale ce se ridică pînă la 3% Cu.

2. Zona primară este mai bine conservată, la orizonturile —30 şi —60, unde în special la —30 se ob-

servă predominarea netă a calcopiritei. Şi aici procesele de alteraţie sînt vizibile, însă de proporţii mai reduse, calcopirita fiind parţial oxidată la bornit II (descendent), β —digenit, β —calcosină şi, mai rar, covelină. Aceste procese de oxidaţie incipientă a $CuFeS_2$, prin migraţia fierului şi prin concentrarea cuprului, sînt bine ilustrate prin structurile din fig. 26, 29 şi 30.

Pirita şi oligistul continuă să ocupe o poziţie subordonată în masa zăcămîntului principal, concentrîndu-se însă pe zonele limitrofe.

In orice caz însă, se observă o îmbogăţire în cupru pe măsura creşterii adîncimii, astfel încît la orizontul — 30, conţinutul mediu în cupru este de 0,87% Cu.

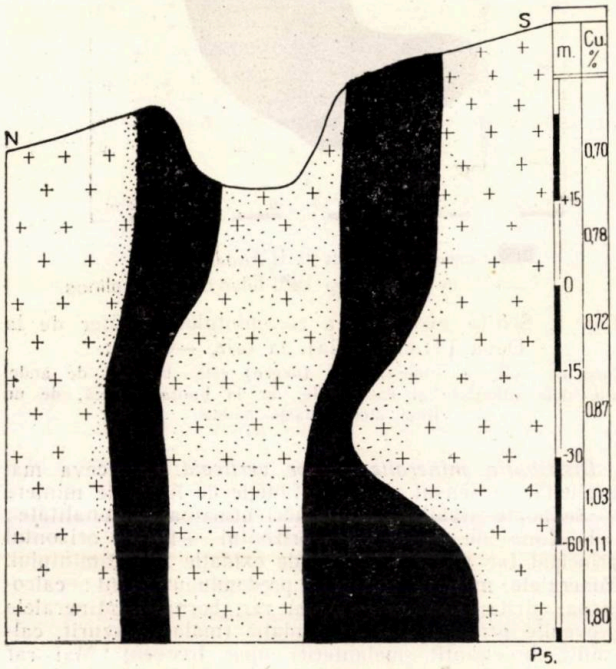


Fig. 3. Profil schematic prin zăcămîntul cuprifer de la Deva (P_5), pe direcţia E—V. Se indică şi variaţia conţinutului de cupru pe verticală.

(Semnificaţia formaţiilor geologice este identică ca în fig. 1).

3. Zona de adîncime (—60) se caracterizează prin frecvenţa mai ridicată a bornitului primar, ce contribuie la creşterea conţinutului de cupru la 1,1% Cu şi a apariţiei molibdenitului. Molibdenitul apare în parageneză cu pirita, calcopirita, baritina, impregnînd aglomerate andezitice.

Minereurile cuprifere, întîlnite de lucrările de foraj la —180 m sînt exact de acelaşi tip genetic cu cele de la orizontul —60 (structurile mirmechitice ale sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4), fiind însă mai bogate în cupru (1,4—1,8% Cu). Creşterea conţinutului în cupru de la 0,7 la 1,8% cu adîncimea este bine ilustrată şi în profilul din fig. 3.

Tabloul distribuţiei zonare pe verticală a zăcămîntului, prezentat mai sus, este departe de a fi complet; numai lucrările miniere de viitor vor permite stabilirea definitivă a variaţiei mineralizaţiei pe verticală.

STUDIUL CALCOGRAFIC AL MINERALIZAŢIEI

Studiul calcografic şi microscopic sistematic al mineralizaţiei cuprifere de la Deva a fost executat pe eşantioane colectate din toate orizonturile şi punctele astăzi accesibile şi a avut ca rezultat identificarea următoarelor 50 de minerale, ce au fost divizate în trei grupe, după cum urmează :

I. Minerale metalice

1) minerale de cupru : calcopirită, bornit, digenit, calcosină, covelină, enargit, tetraedrit, cupru nativ, calcantit, brochantit, pisanit, malahit, azurit, cuprit şi tenorit ;

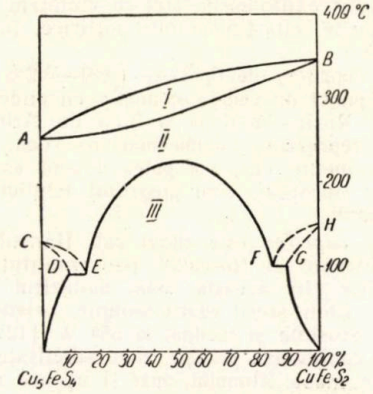


Fig. 4. Diagrama sistemului binar $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 (calcopirită — bornit) în funcţie de care se formează structurile între $CuFeS_2$ şi Cu_5FeS_4 în zăcămintele cuprifere.

EXPLICAŢIA DIAGRAMEI : Liquidus-ul este reprezentat prin curba *AB* (ramura superioară), la care între componenţii sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 (la + 300 C) există o solubilitate perfectă. In întreaga zonă *I (A-B)*, lichidul este în echilibru şi de aceeaşi compoziţie cu soluţia solidă în curs de cristalizare (ramura inferioară a curbei *AB)*.

In domeniul *II*, există o soluţie solidă (perfect omogenă) între componenţii sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 (cîmpul *ACEFHB)*. Această soluţie solidă rămîne stabilă pînă la $T = 230^0$ pentru amestecul 50% $CuFeS_2$ + 50% Cu_5FeS_4 şi pînă la $+100^0$ sau $+150^0$ C pentru amestecuri de 20% calcopirită, respectiv bornit.

Zona *III* reprezintă domeniul de imiscibilizare (dezamestec) a soluţiei solide cu formare de structuri lamelare (40% $CuFeS_2$ +60% Cu_5FeS_4) de tip Svappavaara, Radautal, Khan, Nautanen etc ; structuri în flăcări (Buntkupferflammen de tip Lauterberg, Tsumeb, Bor, Siegerland etc.), formate din 20—30% $CuFeS_2$ + 70—80% Cu_5FeS_4 ; mai rar, structuri mirmechitice şi pseudoautectoidice (tip. Deva, (fig. 7) Messina, Toscana, Gilpin, Kennekott, etc).

In general, structurile în flăcări, mirmechitice de „frunză de oleandru" şi pseudoeutectoidice se formează în partea peritectică stîngă *(DE)* a diagramei, în exces (60—90%) de bornit, iar în zona centrală şi peritectică din dreapta *(FG)*, deci în preponderenţa $CuFeS_2$, se formează structurile lamelare, imiscibilizări lenticulare şi punctiforme, cum şi (mai rar) structuri Widmannstätten.

Cercetările calcografice şi termodinamice (Schwartz, Buerger Edwards, etc) executate recent asupra sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 au stabilit că, între procesele de dezamestec, sincristalizare, substituţie, devitrificare de geluri, cimentaţie — oxidaţie, ce intervin între calcopirită şi bornit, există corelaţii strînse şi că un anumit tip de structură poate proveni prin oricare din procesele de mai sus.

2) minerale de molibden : molibdenit şi wulfenit ;
3) minerale de aur : aur nativ, pirită auriferă şi calcopirită auriferă ;
4) minerale de plumb şi zinc : galenă şi blenda ;
5) minerale de fier : pirita, marcasita, oligist, magnetit, martit, limonit, melanterit ;
6) minerale de titan : ilmenit, rutil, pseudobroockit, anatas ;
7) minerale de zirconiu : zircon ;
8) minerale de wolfram, bine individualizate, încă nu au fost puse în mod clar în evidenţă, ci — deocamdată — numai conţinuturi între 0,03—0,1% W.

II. Minerale de gangă (hidrotermale): cuarţ, feldspaţi, plagiolazi intermediari caolinizaţi, calcită, baritină, fluorină, dolomit, clorit, sericit, epidot, zoizit, caolin.

III. Mineralele constituente ale rocii andezitice, în care s-a format mineralizaţia : feldspaţi plagioclazi (în special andezin), cuarţ, hornblendă, biotit, piroxeni, apatit, corindon (safir), cordierit, sillimanit.

Mineralele accesorii ale rocii andezitice (zincron, magnetit, rutil, ilmenit etc.) au fost citate la grupa 1 a mineralelor metalice.

Considerată în ansamblul ei, mineralizaţia volburii cuprifere (deschisă pînă în prezent), situată în coşul vulcanic de pe versantul masivului Nocetului, este constituită din: 80% curţi (hidrotermal, ce a silicifiat andezitul), 10% plagioclazi (andezin) caolinizaţi, mineralizaţie metaliferă 7% (3% $CuFeS_2$+Cu_5FeS_4, 3% — Fe_2O_3 şi 1% toate celelalte minerale) şi 3% caolin.

Conţinutul mediu în cupru gravitează în jur de 1%, cel de aur este de ordinul 0,5 g Au/t, la care se adaugă 6,5% Fe, 2% S, 6% Al_2O_3 şi 80% SiO_2.

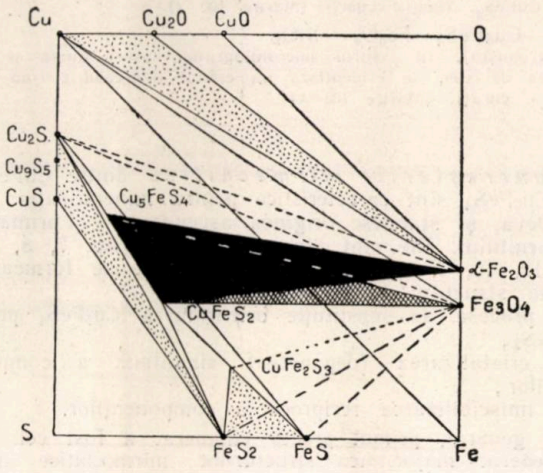


Fig. 5. Corelaţiile paragenetice ale mineralelor principale din zăcămîntul cuprifer de la Deva (sistemul: $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 — Fe_2O_3), în cadrul sistemului Cu — Fe — S — O.

Triunghiurile de stabilitate, rezultate din paragenezele $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — Fe_2O_3 (triunghiul negru) şi $CuFeS_2$ — $CuFeS_4$ — Fe_3O_4 (triunghiul haşurat), sînt caracteristice pentru mineralizaţia de la Deva.

Cu_2S Calcosină	$CuFeS_2$ Calcopirit
Cu_9S_5 Digenit	$CuFe_2S_3$ Cubanit
CuS Covelină	FeS Pirotină
CuO Tenorit	FeS_2 Pirită
Cu_2O Cuprit	Fe_2O_3 Oligisit
Cu_5FeS_4 Bornit	Fe_3O_4 Magnetit

Deşi principalele minerale cuprifere sînt calcopirita şi bornitul, prezentul studiu calcografic descrie toate mineralele metalice identificate pînă în prezent, stabilindu-se corelaţiile paragenetice ale mineralelor, schema metalogenetică a mineralizaţiei (inclusiv succesiunea de cristalizare) şi, în sfîrşit, relaţiile structurale şi granulometrice ale mineralelor, în scopul valorificii minereurilor cuprifere în condiţii optime.

I. Minerale metalice

1. *Minerale de cupru*

Calcopirita ($CuFeS_2$) este principalul mineral cuprifer şi intervine cu 3% la alcătuirea mineralizaţiei.

In general modul de apariţie al calcopiritei este asemănător cu mineralizaţia zăcămintelor de tip diseminat — impregnat în roci eruptive („disseminated porphyry copper ores"), adică formează filonaşe şi impregnaţii milimetrice şi submilimetrice, ce împînzesc în toate direcţiile (relativ omogen) andezitul silicifiat.

Filonaşele de calcopirită au, în general, 0,1—1 mm grosime, foarte rar intervin filonaşe de 2—10 mm. Impregnaţiile punctiforme şi de plaje neregulate au dimensiuni între 0,01—1,2 mm (fig. 6, 19, 28) şi ele alcătuiesc masa principală a mineralizaţiei.

După cum am văzut, sînt patru sisteme principale de fisuri în andezit, adică N—S, E—V, NE—SV şi NV—SE. Micile concentraţii cuprifere din masa volburii se plasează la concurenţa acestor direcţii de fisurare.

Fenomenul de silicifiere a pastei microcristaline din roca eruptivă, primul de silicifiere parţială sau totală a andezitului şi depunere ulterioară a calcopiritei, este evident şi a fost verificat pe o serie întreagă de eşantioane.

Filonaşele infiltrative şi plajele de calcopirită au, în general, contururi neregulate, iar plajele sînt în totalitatea lor alotriomorfe. Intrucît calcopirita s-a depus în urma cristalizării masei principale de cuarţ, ea mulează în general contururile indivizilor de cuarţ.

Paragenezele calcopiritei pot fi reprezentate prin următoarele sisteme:

Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — SiO_2, care caracterizează mineralizaţia de la Deva şi alcătuieşte 3% din volumul ei. Concreşterea între componenţii sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 este în general foarte intimă, iar varietatea structurilor generale este foarte mare. Se remarcă structurile mirmechitice — eutectoidice (fig. 7, 8, 9, 10, 12, 16) pseudografice, structuri în flăcări (fig. 13, 14, 15, 21, 24) „Buntkupferflammen", structuri mirmechitice ultramicroscopice, structuri de „frunză de oleandru", structuri de tip camasit — plesit etc.

Structurile enumerate au provenit în cea mai mare parte prin procesele de substituţie ascendentă a Cu_5FeS_4 prin $CuFeS_2$ şi subordonat prin cristalizarea simultană (fig. 7, 8) şi imiscibilizare reciprocă a componenţilor.

Grupul $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 mulează cuarţul anterior format, existînd tendinţa de substituţie a SiO_2 prin sulfosăruri.

Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — Fe_3O_4, derivă prin precipitarea sulfosărurilor pe grupările de granule de magnetit ce fac parte din mineralele accesorii ale rocii andezitice iniţiale. Astfel, s-a format o diversitate de aspecte în structurile de substituţie ale magnetitului prin $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 (fig. 8, 16, 36). In anumite cazuri, se formează structuri mirmechitice (fig. 37) şi structuri de substituţie orientată (100) (110) (111) a Fe_3O_4 prin $CuFeS_2$.

Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — Fe_2O_3. Studiile calcografice au precizat că, în zăcămîntul de la Deva, oligistul s-a individualizat (în cantităţi subordonate) în întreaga perioadă de individualizare a mineralizaţiei. Structurile cercetate au ilustrat că există un oligist timpuriu, individualizat anterior calcopiritei, înglobat şi substituit de aceasta şi un oligist tardiv (cristale tabulare, mari 1—15 mm) ce încheie ciclul metalogenetic al mineralizaţiei. In acest fel, s-au format parageneza şi structurile de substituţie a Fe_2O_3 prin $CuFeS_2$ (fig. 38, 39, 40).

Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — Fe_3O_4 — Fe_2O_3 — FeS_2. Uneori calcopirita este bordată şi parţial substituită de pirită (fenomen destul de puţin frecvent), iar oligistul este parţial muşchetovitizat. In general, procesul reductor de muşchetovitizare a fost foarte puţin intens şi s-a petrecut cu totul local şi accidental (fig. 41, 42), deoarece depunerea mineralelor a avut loc în prezenţa unui regim oxidant.

Sistemul: $CuFeS_2$ — Au — Cu_5FeS_4. In cîteva cazuri, s-au identificat incluziuni lamelare de aur (0,05—0,3 mm), orientate în masa calcopiritei, care parţial a fost substituită prin bornit (descendent) (fig. 11).

Corelaţiile paragenetice ale incluziunilor de aur precizează formarea sa anterioară, în raport cu componenţii sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.

Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — Cu_3AsS_4 — Cu_3SbS_{3-4}. Această parageneză a apărut într-un singur caz la orizontul —60, unde, în masa de $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4, s-au întîlnit incluziuni ovoidale de enargit (0,3—0,4 mm), remarcîndu-se şi structuri de substituţie a calcopiritei prin tetraedrit.

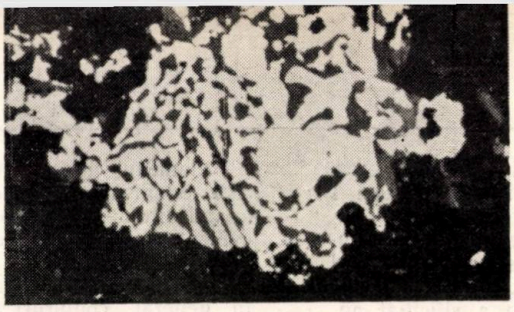
Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — ZnS — PbS, este de asemenea puţin frecvent şi apare mai ales în orizonturile superioare ale zăcămîntului.

Blenda formează incluziuni stelare şi resturi de substituţie în calcopirită, care — la rîndul ei — este sub-

6

Fig. 6. Minereu cuprifer din zăcămîntul Deva (oriz. —60).

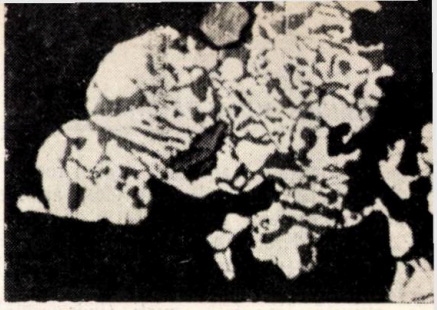
Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—SiO_2. Impregnaţii de calcopirită (alb), în masa de cuarţ hidrotermal (negru), de tip „disseminated copperores". (Mărire 80 x)



7

Fig. 7. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 — SiO_2

Structură mirmechitică între calcopirită (alb) şi bornit I (cenuşiu), provenită prin cristalizarea simultană a sistemului $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4, urmată de substituţia Cu_5FeS_4 prin $CuFeS_2$. (negru=cuarţ). (Mărire 100 x)



8

Fig. 8. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4—Fe_3O_4— SiO_2.

Structură mirmechitică-eutectoidică între calcopirita (alb) şi bornit (cenuşiu). In centrul microfotografiei, este situată o plajă de magnetit, substituită de sistemul $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4. In partea de sus, se evidenţiază un cristal dodecaedric romboidal (110) de magnetit (cenuşiu) (negru = curat). (Mărire 100 x)

stituită periferic de galenă. Datorită acestor incluziuni de blendă şi infiltraţii de galenă, în orizonturile superioare, anumite porţiuni ale zăcămîntului conţin 0,2% Zn şi 0,2% Pb.

Sistemul: $CuFeS_2$ — $Mo.S_2$ — SiO_2 — $BaSO_4$ — FeS_2 — $Al_4(OH)_8Si_4O_{10}$. Această asociaţie a început să se ivească în zonele adînci nou deschise ale zăcămîntului, prezentîndu-se sub formă de impregnaţii într-un aglomerat andezitic. Paietele de molibdenit, însoţite de cristale de pirită şi infiltraţii de calcopirită, sînt înglobate într-o masă cuarţobaritică caolinoasă. Cristalele de barită ajung pînă la 2 cm (fig. 31, 32, 33, 34, 35).

In conformitate cu cercetările microscopice efectuate, se poate considera parageneza ca mesotermală.

Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — Cu_9S_5 — Cu_2S. Foarte răspîndite mai ales în oriz. +15, 0, —15 sînt structurile de oxidaţie incipientă a calcopiritei în — β calcosină şi a bornitului la β — digenit. Digenitul substituie descendent bornitul, generînd structuri concentrice, însă şi lamelare şi în flăcări (fig. 20, 27, 30).

Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — $ZrSiO_4$. In cîteva cazuri, s-au remarcat în masa mineralizaţiei calcopiritice incluziuni idiomorfe de zircon (fig. 30). Zirconul reprezintă un mineral accesoriu al rocii andezitice, care a fost total mineralizată, zirconul rămînînd ca relicvă.

Sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — $FeTiO_3$ — Fe_3O_4, în care granule de titanomagnetit au fost substituite prin calcopirită + bornit.

Pînă în prezent, în zăcămîntul cuprifer de la Deva s-au pus în evidenţă şi s-au studiat aceste 11 parageneze; probabil că noile deschideri miniere, care au început, vor scoate la iveală şi alte noi parageneze.

Concreşterile mirmechitice dintre $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 sînt caracteristice pentru mineralizaţia de la Deva, şi stabilesc originea ascendentă — primară a bornitului. Ele sînt bine ilustrate în fig. 7, 8, 9, 10, 12, 16, 17, 25. Procesele prin care se formează aceste structuri sînt:

— procese de substituţie orientată a Cu_5FeS_4 prin $CuFeS_2$;

— cristalizarea (depunerea) simultană a componenţilor;

— imiscibilizarea reciprocă a componenţilor.

In general, primul proces enumerat a fost cel ce a generat majoritatea structurilor mirmechitice din minereu. Explicaţia termodinamică a acestor structuri este redată în fig. 4.

Diagrama sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4, a fost stabilită experimental de către mai mulţi autori şi încă nici astăzi nu este perfect elucidată [1, 2]. Principial componenţii $CuFeS_2$ şi Cu_5FeS_4 sînt solubili (atît în topituri cît şi în soluţii ionice hidrotermale) în proporţii nelimitate la temperaturi ridicate (circa 300° C). Cu scăderea temperaturii, soluţia solidă se descompune şi, în funcţie de concentraţia componenţilor şi de situaţia pe diagramă, se formează structurile. După cum reiese din explicaţia diagramei, în zona marginală peritectică cu exces de bornit, se individualizează structuri în flăcări (fig. 13, 14, 15), mirmechitice (fig. 7, 8, 9, 10, 12), frunză de oleandru (fig. 22) şi pseudoeutectoidice în zăcăminte de tip mesotermal şi de contact. In zona peritectică marginală dreaptă, cu exces de calcopirită, se formează, în general, structuri lamelare şi Widmannstätten, structuri ce apar în unele zăcăminte lichid magmatice (Bastettal. Magnet Heights, Transvaal, Griqualand) şi pegmatitice (Radautal, Ida etc.), deci în formaţii de temperatură mai ridicată.

Procesele de substituţie, la care participă calcopirita, sînt variate şi interesante; studiile calco-

Fig. 9. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 (oriz. —60).

Concreştere mirmechitică între calcopirită (alb) şi bornit (cenuşiu), formată prin substituţia Cu_5FeS_4 (primar) prin $CuFeS_2$. In stînga, „structuri în flăcări" de substituţie a Cu_5FeS_4 prin $CuFeS_2$. (Structură tipică pentru bornitele primare). (Mărire 200x)

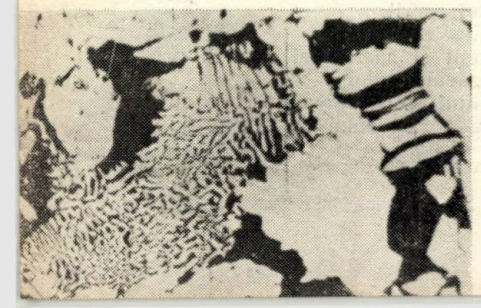
Fig. 10. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ —Cu_5FeS_4 (orizontal —60).

Structură mirmechitică-eutectoidică între componenţii sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4, provenită prin substituţia bornitului (cenuşiu prin calcopirită (alb). (Mărire 200 x)

Fig. 11. Parageneza (sistemul): Au—$CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 (orizontul —15).

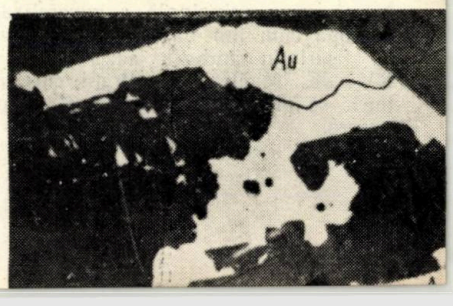
Lamele de aur (Au) individualizate II cu (100) al calcopiritei alb care este substituită de bornit II (descendent). (Mărire 180 x)

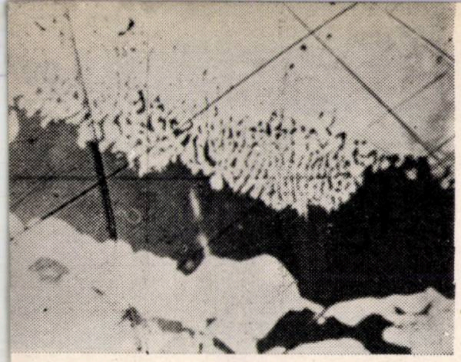
9



10

11





12

13

14

Fig. 12. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.
Filonaş de bornit primar (cenuşiu) substituit parţial de calcopirită (alb) cu formare de structuri mirmechitice. (Mărire 120 x)

Fig. 13. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.
Bornit (cenuşiu) ca resturi de substituţie într-o masă de calcopirită (alb). Resturile de bornit îmbracă forme de flăcări sinuoase, nervuri ramificate şi plaje neregulate, ce provin prin procesele de substituţie orientate ce au loc uneori — în condiţii speciale — la componenţii sistemului $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4. (Mărire 120 x)

Fig. 14. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.
Concreştere orientată, cu formare de „pseudostructură în flăcări" între calcopirită (alb) şi bornit (cenuşiu). Este una dintre puţinele structuri, în care corelaţiile între $CuFeS_2$ şi Cu_5FeS_4 sînt inversate, adică calcopirita este substituită prin bornitul I. (Mărire 220 x).

grafice efectuate au surprins următoarele structuri şi procese:

Ca mineral substituent, calcopirita înlocuieşte activ: hornblenda, piroxenii, feldspaţii plagioclazi, epidotul, cuarţul, ilmenitul, magnetitul, rutilul, zirconul, oligistul (anterior format), aurul, bornitul (I) şi blenda.

Deosebit de expresive sînt structurile de substituţie orientată după (100) (111) (110) a magnetitului (fig. 36, 37), a bornitului cu formare de structuri mirmechitice, frunză de oleandru şi de tip camasit — plesit (fig. 9, 10, 12, 17, 25), a aurului (fig. 11) şi a cuarţului (fig. 28).

La rîndul ei, calcopirita este substituită de calcosină, de digenit, galenă, tetraedrit — enargit, pirită, marcasită, bornit descendent, calcită, cuarţ (IV-tardiv) şi baritină.

În zona de oxidaţie, calcopirita este oxidată la malahit, azurit, brochantit, melanterit, pisanit etc.

În ce priveşte indivizii cristalini de calcopirită, ei sînt — în general — alotriomorfi (0,04—0,5 mm), prezintă rare lamele de maclă polisintetice (111), marcasitizări concentrice şi piritizări. Lamelele de maclă sînt bine vizibile la +N, prin coroziune cu $HCl.CrO_3$, sau prin simpla acţiune a aerului (timp de cîteva zile) (procesul de îmbătrînire). În nici un caz însă, nu s-au observat formaţii de temperatură mai înaltă (cubanit, calcopirotină, violarit), iar corelaţiile paragenetice ale calcopiritei îi fixează o origine mezotermală.

Prin cantitatea cu care intervine şi prin paragenezele sale variate, calcopirita rămîne cel mai important mineral metalic al mineralizaţiei de la Deva.

Bornitul (Cu_5FeS_4) apare în cantităţi subordonate în raport cu calcopirita, fiind — după aceasta — cel mai important mineral cuprifer din zăcămînt. După cum s-a precizat anterior, bornitul primar se îmbogăţeşte în zona de adîncime a zăcămîntului, determinînd creşterea conţinutului de cupru pînă la 1,4—1,8% Cu.

Studiul calcografic al mineralizaţiei a permis identificarea a două moduri de apariţie a bornitului şi anume:

1. *Bornitul primar* (I) (ascendent) de origine mezotermală, individualizat anterior şi concomitent cu calcopirita, (Ø=0,01—2 mm) în care, în majoritatea cazurilor, formează resturi de substituţie (fig 18, 23), structuri mirmechitice — pseudoeutectoidice (fig. 7, 8, 9, 10, 12), structuri grafice ultramicroscopice, în flăcări (fig. 13, 14, 15, 21, 24, 25), arborescente — dendritice (fig. 2, 22), de tip camasit —plesit (fig. 24), apoi de „caries texture" (fig. 9, 21) etc. Flăcările de bornit sînt orientate după (100) (110) al calcopiritei.

Bornitul primar este permanent însoţit de calcopirită şi substitue cuarţul, plagioclazii, magnetitul, oligistul, ilmenitul, aurul şi blenda, fiind substituit ascendent de galenă şi tetraedrit şi descendent de digenit, calcosină şi covelină.

Pentru zăcămîntul cuprifer de la Deva, cele mai expresive şi cele mai cracteristice sînt *structurile mirmechitice* dintre calcopirită şi bornit (fig. 7, 8, 9, 10, 17), care, în 80% dintre cazuri, s-au format prin substituţia Cu_5FeS_4 prin $CuFeS_2$. În mod subordonat, aceste structuri se formează prin cristalizarea simultană a componenţilor şi prin procese de dezamestec, conform diagramei din fig. 4.

2. *Bornitul secundar* (descendent) (II) se formează, în special, în orizonturile superioare, prin procesele de alteraţie, în special de oxidaţie parţială din calcopirită.

Această varietate de bornit bordează limitele plajelor de calcopirită (fig. 26, 29, 30) şi, în special, la limitele dintre calcopirită — cuarţ, sau în micile geode ale minereului. Pe toate fisurile unde au circulat soluţii descendente, în prezenţa calcopiritei se

Fig. 15. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.
Resturi de substituţie alcătuite din bornit I (cenuşiu) cu forme de flăcări cu ramificaţii înglobate într-o masă fundamentală de calcopirită. (Mărire 120 x)

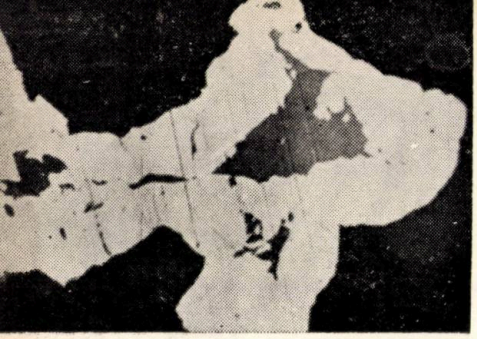
Fig. 16. Parageneza (sistemul) $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4—Fe_3O_4—SiO_2.
Plajă alotriomorfă de calcopirită-bornit (cenuşiu) în masa cuarţoasă (negru). Structuri pseudo-mirmechitice şi de tip camasit-plesit, între componenţii sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4. În centru, un cristal octaedric de magnetit (cenuşiu), cu începuturi de substituţie de către $CuFeS_2$. De asemenea, se constată substituţia mineralelor metalice, prin cuarţ IV (tardiv) (negru). (Mărire 100 x)

Fig. 17. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.
Filonaş şi plaje neregulate de bornit I (cenuşiu), substituite de calcopirită (alb), cu formare de structuri mirmechitice (grafice). Structura tipică de substituţie a Cu_5FeS_4 I prin $CuFeS_2$ (Mărire 120 x)

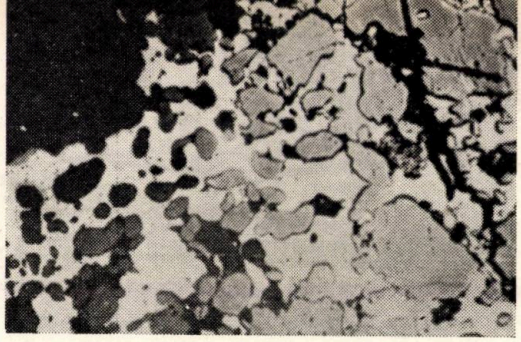
15

16

17



18



19

20

Fig. 18. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 — SiO_2.
Impregnaţie de minerale cuprifere în andezit silicifiat (orizontul —60). Resturi de bornit I (cenuşiu), parţial substituite, în masa unei grupări alotriomorfe de calcopirită (alb) (negru = cuarţ). (Mărire 80 x)

Fig. 19. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 — SiO_2.
Granule de cuarţ (negru-cenuşiu), cimentate de o masă de calcopirită (alb) parţial oxidată la bornit (cenuşiu). (Mărire 80 x)

Fig. 20. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4— Cu_9S_5—SiO_2.
Calcopirită (alb), substituită de bornit descendent (cenuşiu), care — la rîndul său — este substituit periferic prin β -digenit (alb-cenuşiu). Procesul de alteraţie a bornitului II la β -digenit a condus la formarea de structuri orientate, lamelare şi în flăcări, asemănătoare produselor de desfacere a soluţiei solide a sistemului Cu_5FeS_4—Cu_9S_5 (negru = cuarţ). (Mărire 100 x)

generează bornit secundar. Aceste borduri de bornit au grosimi variabile între 0,02—5 mm şi uneori substituie total calcopirita.

Un grup de eşantioane de la orizontul — 30, examinat cu atenţie la microscop, chiar dă impresia că structurile dintre calcopirită şi bornit s-au format prin amestecul unor soluţii ascendente (hidrotermale) cu cele descendente (de exemplu fig. 26), caz care este citat în literatură la cîteva zăcăminte cuprifere (Bor, Butte, Kupferberg, Kennekott, Tamaya etc.).

Substituţia descendentă a calcopiritei prin bornit (II) dă naştere frecvent şi la structuri în flăcări (fig. 26, 29). Aceste structuri sînt în multe cazuri, foarte asemănătoare cu formaţiile primare, spre exemplu cu structurile de dezamestec ale sistemului $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4, cu descompunerea soluţiei solide de $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 şi cu substituţiile orientate reciproce ale componenţilor sistemului $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4.

Flăcările de bornit (II) sînt orientate perpendicular pe fisuri, pe suprafaţa incluziunilor de cuarţ şi paralel cu direcţiile (100) (111) ale calcopiritei.

Uneori, bornitul descendent a înlocuit complet calcopirita, mulînd spaţiile libere dintre cristalele hexagonale (idiomorfe) de cuarţ (II) (fig. 28).

Paragenezele bornitului (I, primar) au fost aproape complet descrise la calcopirită, totuşi pentru a preciza unele amănunte, reamintim aceste parageneze:

— *Parageneza:* Cu_5FeS_4—$CuFeS_2$ (SiO_2), la care sînt caracteristice structurile mirmechitice (fig. 7, 8, 9) între componenţii cupriferi. Discuţia acestor structuri s-a făcut arătîndu-se că ele provin, în special, prin procese de substituţie.

— *Parageneza:* Cu_5FeS_4—$CuFeS_2$—Fe_3O_4, la care se evidenţiază structurile de substituţie orientată şi mirmechitice ale magnetitului prin calcopirită cu resturi de bornit (fig. 36, 37).

— *Parageneza (sistemul):* Cu_5FeS_4 — $CuFeS_2$ — Fe_2O_3, sub formă de incluziuni aciculare, lamelare şi radiare de cristale de oligist, înglobate şi substituite într-o masă calcopirito-bornitică (fig. 38, 39, 44, 41).

— *Parageneza (sistemul):* Cu_5FeS_4—Au—$CuFeS_2$ din fig. 11, în care se văd lamele de aur în calcopirită, ce ulterior a fost înlocuită cu bornit (II) descendent.

— *Parageneza (sistemul):* Cu_5FeS_4—Cu_9S_5—Cu_2S se formează mai ales prin procesele de oxidaţie parţială a calcopiritei, la care $CuFeS_2$ e substituită periferic şi chiar cu formare de pseudostructuri în flăcări, de digenit-calcosină (fig. 20, 27, 30).

În concluzie, paragenezele şi structurile calcopiritei şi ale bornitului din zăcămîntul de la Deva îi asigură acestuia o poziţie originală şi interesantă, în raport cu celelalte mineralizaţii cuprifere din R.P.R. (spre exemplu cele din Munţii Drocii, Bucium, Muşca etc.) şi cu zăcămintele de acelaşi tip din străinătate.

Digenitul (Cu_9S_5) se iveşte sporadic sub următoarele forme:

— *Digenit hipogen* (α—Cu_9S_5), ca incluziuni granulare (Ø=0,03 m), structuri micrografice şi lamelare, în bornitul I provenit prin procesele de dezamestec ale sistemului Cu_5FeS_4—Cu_9S_5, care este caracteristică pentru unele zăcăminte cuprifere (Butte, Tsumeb, Bor etc.). Se caracterizează printr-o culoare albastră, foarte expresivă.

— *Digenit descendent* (β—Cu_9S_5), provenit prin fenomenele de oxidaţie parţială a bornitului (prin oxidaţia şi migraţia fierului) şi care se prezintă sub formă de zone concentrice, infiltraţii neregulate şi zone de flăcări ce se infiltrează în bornit (g=0,02—0,3 mm) (fig. 20, 27, 30).

Mineralul este strîns asociat cu paiete microscopice de covelină, nervuri de β — calcosină şi, uneori, cu enargit.

Fig. 21. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.
Resturi lamelare, orientate în trei direcţii, lamele îndoite şi flăcări de bornit I, provenite prin substituţia Cu_5FeS_4 prin calcopirită (alb). (Structură de tip camasit-plesit) (Mărire 100 x)

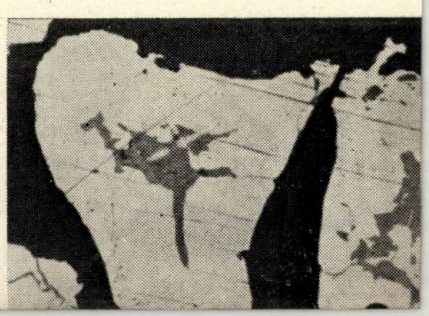
Fig. 22. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4.
Structuri arborescente-pseudodendritice şi în flăcări, constituite din bornit (cenuşiu) I, substituit în mod curios prin calcopirită (alb). (Mărire 150 x)

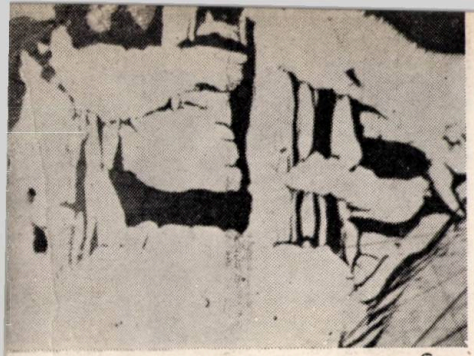
Fig. 23. Parageneza (sistemul) $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 — SiO_2.
Resturi de bornit I (cenuşiu) cu multe ramificaţii (provenite prin substituţie) în plaje de calcopirită. Structura de substituţie a Cu_5FeS_4 prin $CuFeS_2$, şi individualizarea anterioară (primară) a Cu_5FeS_4 este evidentă (negru = cuarţ). Mărire 80 x)

21

22

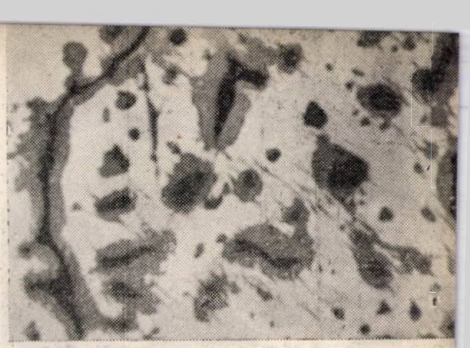
23





24

25



26

Fig. 24. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.
Structuri de substituţie orientată (100) a bornitului (cenuşiu) prin calcopirită (alb), apar obişnuitele „structuri în flăcări" structuri de tip camasit-plesit şi de „caries texture". (Mărire 100 x)

Fig. 25. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4.
Resturi de substituţie, constituite din bornit I, mirmechitice- pseudoeutectoide, în masa fundamentală de calcopirită (alb). (Mărire 100 x)

Fig. 26. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 (II).
Bornit descendent (II) (cenuşiu) provenit prin procese de alteraţie- oxidaţie, din calcopirită (alb). Oxidaţia calcopiritei la bornit s-a produs, în special, pe fisuri şi goluri (negru), pe care au circulat soluţii descendente. Flăcările de bornit provin tot prin procese de oxidaţie. (Mărire 150 x)

De notat că, prin oxidaţia incipientă a bornitului, se formează — în general — digenit, iar din calcopirită, calcosină.

Calcosina (Cu_2S) apare şi mai puţin frecvent decît digenitul, avînd însă un mod analog de prezentare, şi anume:

— *Calcosină hipogenă* (α—Cu_2S), sub formă de filonaşe şi infiltraţii vermiculare şi dendritice (0,01—0,15 mm), ce substituie ascendent calcopirita, bornitul, enargitul şi chiar magnetitul.

Infiltraţiile de calcosină indentificate nu au mai mult de 0,2 mm grosime.

— *Calcosina descendentă* (β—Cu_2S) bordează (0,01—0,5 mm) şi se infiltrează în calcopirită. Prin coroziune cu HNO_3, se evidenţiază structura granulară.

A fost mai frecventă la orizontul—15; în adîncime este din ce în ce mai puţină.

Covelina (CuS) formează paiete submilimetrice şi agregate radiare (0,004—0,1 mm) incluse în calcosina şi digenitul descendent şi provine tot prin procesele de oxidaţie parţială şi incipientă a calcopiritei şi a bornitului.

Enargitul (Cu_3AsS_4) a fost întîlnit, deocamdată, numai într-un singur caz de minereuri bogate în bornit de la orizontul—60. Incluziunile de enargit par a fi cătui resturi de substituţie (0,3—0,4 m), în formă de picături, forme ovoidale şi microplaje neregulate. Este intim asociat cu bornitul şi tetraedritul, care îl substituie.

Spre deosebire de zăcămintele cuprifere de la Musca şi Bucium, la Deva enargitul este slab reprezentat; în schimb, bornitul este distribuit extensiv şi contribuie apreciabil la concentraţia cuprului din zăcămînt (tabela 2).

Tetraedritul (Cu_3SbS_{3-4}) a fost indentificat numai în cîteva secţiuni din orizonturile —30, —60. Mineralul este legat de bornit, pe care îl substituie în mod foarte capricios. Infiltraţiile vermiculare, filonaşele şi plajele neregulate de tetraedrit au dimensiuni între 0,02—0,14 mm.

Deşi frecvenţa tetraedritului este puţin marcantă, aspectele fiziografice ce le prezintă sînt destul de variate, şi anume: ca mineral substituent, înlocuieşte calcopirita, bornitul, enargitul şi magnetitul, fiind — la rîndul său — înlocuit (cu formare de structuri concentrice) de calcosină, bornit descendent şi malahit.

Cuprul nativ (Cu) s-a ivit accidental numai în zona de oxidaţie a zăcămîntului şi, în special, în lucrările miniere vechi. Formează agregate dendritice — arborescente caracteristice (1—20 mm), fiind asociat cu malahit, psilomelan, tenorit, cuprit.

În secţiuni, prezintă lamele de maclă (111), orientate în 2—3 direcţii, ce ies în evidenţă prin coroziune cu $(NH_4)S_2O_8$.

Mineralele de oxidaţie, adică calcantitul ($CuSO_4 . 5H_2O$), brochantitul $Cu_4(OH)_6SO_4$, pisanitul $(Fe,Cu)SO_4 . 7H_2O$, malahitul $Cu_2(OH)_2CO_3$, azuritul $Cu_3(OH)CO_3)_2$, cupritul (Cu_2O) şi tenoritul (CuO) abundă în zona de afloriment şi în orizonturile superioare (de oxidaţie) ale zăcămîntului. Sărurile cuprifere (calcantit etc.) formează cruste (0,5—10 mm) pe fisurile blocurilor de minereuri alterate, iar oxizii (cuprit, tenorit) formează concentraţii ocroase, de culoare neagră. În exploatările vechi, s-au găsit şi agregate cristaline mari (1—2 cm) de sulfat de cupru, foarte asemănătoare produselor artificiale.

2. *Mineralele de molibden*

Molibdenitul (MoS_2) se evidenţiază numai în zonele adînci (orizontul —60) ale zăcămîntului. Deschiderile miniere de la orizontul —60. au scos la iveală, deocamdată, numai un singur tip de parageneză, în

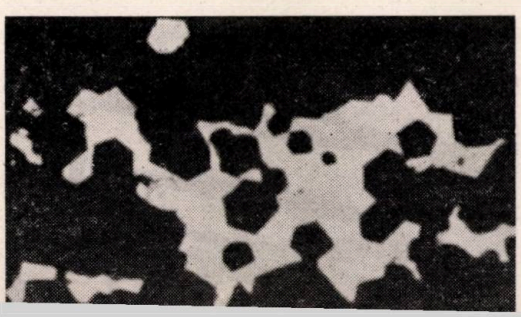
Fig. 27. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4— Cu_9S_5—SiO_2.
Plajă neregulată formată dintr-o concrescenţă de bornit (cenuşiu) şi calcopirită (alb). Marginal, bornitul prezintă o bordură de digenit (alb). (Mărire 100 x)

Fig. 28. Parageneza (sistemul): Cu_5FeS_4 — SiO_2.
Bornit II (descendent), impregnează şi mulează spaţiile dintre cristalele hexagonale idiomorfe de cuarţ (negru). Se remarcă şi o uşoară substituţie a cuarţului prin bornit (alb). (Mărire 80 x)

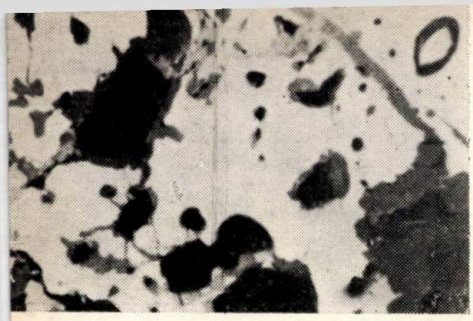
Fig. 29. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ —Cu_5FeS_4 (II).
Calcopirită (alb) fisurată neregulat, cu formare de bornit (II descendent) pe fisuri. Flăcările orientate de bornit provin tot prin procesele de oxidaţie incipiente ale calcopiritei (Mărire 200 x)

27

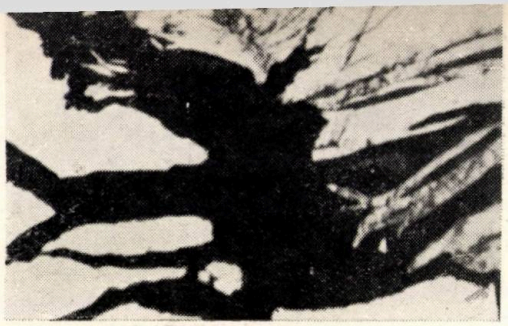
28



29



30



31

32

Fig. 30. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$—Cu_5FeS_4 — Cu_9S_5 — $ZrSiO_4$ — SiO_2.
Bornit (II, descendent) (cenuşiu), pe fisuri, goluri şi ca infiltraţii în masa de calcopirită. In partea de sus, infiltraţii neregulate de origine hipergenă de digenit (cenuşiu), şi în stînga ca incluziune un cristal de zircon (alb), rămas ca relicvă a rocii andezitice iniţiale, ce a fost silicifiată şi mineralizată. (Mărire 100 x)

Fig. 31. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ —MoS_2 — SiO_2 (oriz. —60).
Paiete îndoite şi ondulate de molibdenit (cenuşiu) şi plaje alotriomorfe de calcopirită brecifiate, ce sînt înglobate în cuarţ (negru). (Mărire 100 x)

Fig. 32. Parageneza (sistemul): MoS_2 — SiO_2 (oriz. —60).
Molibdenit compact (cenuşiu), sub formă de paiete sinuoase şi agregate hipidiomorfe, afectate de procese de translaţie şi de îndoire. Pleocroismul de reflexie al molibdenitului este bine vizibil (negru = cuarţ). (Mărire 80 x)

care molibdenitul, însoţit de pirită, calcopirită şi baritină, impregnează un aglomerat andezitic.

Parageneza: MoS_2 — FeS_2 — $CuFeS_2$ — $BaSO_4$ — — $Al_4(OH)_8Si_4O_{10}$, în care molibdenitul formează paiete (0,2—10 mm), agregate radiare, cristale tabulare striate şi îndoite şi, în fine, aglomerări neregulate ce bordează elementele ovoidale ale aglomeratului. Parageneza este completată de diseminări de cristale cubice de pirită (Ø=0,4—1 mm), infiltraţii vermiculare de calcopirită, cristale tabulare de baritină (1—15 mm), totul fiind înglobat într-o masă caolinoasă, cu fragmente de andezit alterat (cîteva din modurile de apariţie a molibdenitului sînt ilustrate în microfotografiile 31, 32, 33, 34, 37).

Corelaţiile paragenetice ale molibdenitului, sub forma în care a apărut pînă în prezent, îi precizează o origine mezotermală. Analiza cîtorva eşantioane informative a dat 0,3% Mo şi, uneori, 0,01—0,03% W. In faza actuală a deschiderilor miniere şi a cercetărilor de laborator, nu s-au identificat, încă, minereurile (individualizate) de wolfram. Bineînţeles că, o dată cu noile deschideri miniere de adîncime, posibilitatea apariţiei de noi parageneze de minerale de cupru — molibden — wolfram rămîne deschisă.

Datorită cantităţii reduse de material studiat, poziţia molibdenitului — în cadrul succesiunii generale de cristalizare a mineralelor din zăcămînt — încă nu este suficient precizată. Cercetările efectuate pînă în prezent ne îndreptăţesc să afirmăm că molibdenitul aparţine unei generaţii mai tardive de mineralizaţie, şi, în orice caz, s-a format în urma calcopiritei şi a bornitului.

Wulfenitul ($PbMoO_4$) a fost identificat într-o zonă uşor alterată de la orizontul —60, sub formă de cristale pătratice, tabulare (001) + (011), de culoare galbenă (1—3 mm), pe fisurile unui andezit cu molibdenit. Reprezintă singurul mineral provenit prin oxidaţia molibdenitului.

3. *Minerale de aur*

Aurul (Au). Examinarea calcografică detaliată a minereurilor cuprifere extrase din zăcămîntul de la Deva ne permite să surprindem destul de frecvent prezenţa microscopică a aurului în calcopirită.

Incluziunile de aur din calcopirită, sînt lamelare (0,04—0.6 mm), punctiforme (0,01—0,1 mm), în formă de infiltraţii (pînă la 5 mm lungime). In general, aurul s-a individualizat anterior calcopiritei, fiind substituit de aceasta şi de bornit (fig. 11).

Uneori, lamelele de aur sînt orientate după (111) al calcopiritei, alteori, cînd calcopirita este substituită de bornit şi tetraedrit, apare o nouă diversitate de aspecte, în modul de prezentare a aurului, formîndu-se chiar concreşteri grafice între componenţii sistemului: Au—$CuFeS_2$—Cu_5FeS_4—$Cu_3SbS_{3\text{-}4}$.

4 *Minerale de plumb şi zinc*

Blenda (ZnS) apare rar în mineralizaţia studiată şi numai ca resturi de substituţie (0,04—0,8 mm) în masa calcopiritei. In general, nu conţine obişnuitele incluziuni de $CuFeS_2$ provenite prin dezamestec. In cîteva cazuri, s-a remarcat şi substituţia blendei prin galenă şi tetraedrit.

Galena (PbS). apare de asemenea sporadic ca resturi de substituţie (0,1 mm) în tetraedrit.

5. *Mineralele de fier.*

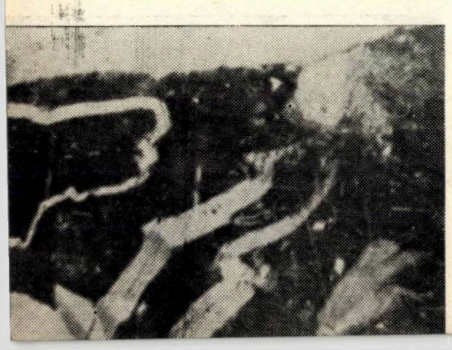
Pirita (FeS_2) este inegal distribuită în masa zăcămîntului, fiind concentrată, în special, în partea nordică şi în orizonturile superioare (+15, orizontul pr) ale volburii. In aceste zone, concentraţia piritei, cauzează o scădere a continutului în cupru (la 0,4—0,5% Cu) a minereului. Totodată, sistemul FeS_2—Fe_2O_3 determină structura zonară (concentrică) a zăcămîn-

Fig. 33. Parageneza (sistemul): MoS_2—FeS_2—$BaSO_4$— Al_4 /$(OH)_8Si_4O_{10}$/ (orizontul —60).
Paiete de molibdenit îndoite şi sinuoase, înglobate într-o masă cuarţo-baritică — caolinoasă (negru), în care sînt diseminate sporadice cristale de pirită. (Pleocroismul de reflexie al molibdenitului este bine vizibil). (Mărire 80 x)

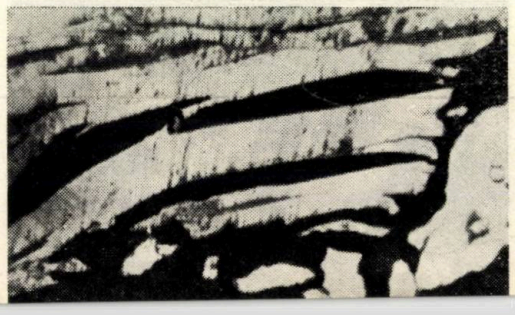
Fig. 34. Parageneza (sistemul): MoS_2—$CuFeS_2$ — FeS_2 — SiO_2.
Cristale lamelare de molibdenit (cenuşiu, duritate redusă) şi fragmente breciforme de calcopirită, cantonate într-o masă de cuarţ hidrotermal (negru). In $CuFeS_2$ se remarcă incluziuni cubice de pirită. (Mărire 100 x)

Fig. 35. Parageneza (sistemul): MoS_2 — $CuFeS_2$
Incluziuni de grupări lamelare de molibdenit (cenuşiu) în calcopirită (alb). (Mărire 150 x)

33



34



35

36

37

38

Fig. 36. Parageneza (sistemul) : $CuFeS_2$ — Fe_3O_4 — SiO_2
Aglomerări de cristale hipidiomorfe de magnetit (cenuşiu) (accesorii ale rocii andezitice), substituite parţial prin calcopirită (alb), într-o masă de cuarţ (negru). (Mărire 80 x)

Fig. 37. Parageneza (sistemul) : $CuFeS_2$ — Fe_3O_4 — Cu_5FeS_4 — SiO_2
Cristal de magnetit cenuşiu, substituit periferic prin calcopirită (alb) cu formare de concreşteri grafice. Astfel, cristalul de magnetit este bordat de o zonă de Fe_3O_4 — $CuFeS_2$, provenită prin substituţie. În masa calcopiritei, se mai remarcă resturi de bornit (cenuşiu), (negru = cuarţ). (Mărire 200 x)

Fig. 38. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Fe_2O_3
Lamele de oligist, cu orientări diferite înglobate într-o masă de calcopirită (alb), Formarea anterioară a oligistului este evidentă şi analogă proceselor de substituţie parţială a Fe_2O_3 prin $CuFeS_2$. (Mărire 200 x)

tului, la care limita este marcată, în general, printr-o bordură formată din pirită şi oligist.

Studiul calcografic al andezitelor de la Deva şi al minereului a permis identificarea a două generaţii de pirită, şi anume :

— *Pirita I,* care apare ca mineral accesoriu în roca andezitică, care, în general, este presărată cu cristale cubice (100) de pirită (1—2% din rocă).

Cristalele de pirită au striaţiuni caracteristice cu faţa (100) şi dimensiuni de 0,1—0,5 mm, foarte rar de 1 mm.

— *Pirita II,* care aparţine mineralizaţiei propriu-zise din zăcământ şi care s-a individualizat ulterior calcopiritei, printr-un proces oxidativ de piritizare cu formare de oligist. După cum s-a mai amintit este frecvent în zonele nordice şi superioare ale zăcământului.

Pirita I este substituită de calcopirită, bornit, tetraedrit, iar pirita II numai de mineralele oxidative (limonit, melanterit).

Marcasita (FeS_2) apare mult mai sporadic decît pirita, formînd centre de marcasitizare (Ø=0,2—1 mm) în calcopirită şi depuneri concentrice reniforme (melnicovit) în jurul piritei II.

Oligistul (α —Fe_2O_3) este caracteristic mineralizaţiei de la Deva, intervenind cu 3% la alcătuirea ei.

Cristalele tabulare, rozetele, fascicolele divergente şi lamelele de oligist, au, în general, dimensiuni cuprinse între 1 şi 15 mm şi sînt răspîndite în întreaga volbură mineralizată, în special însă pe fisuri şi în cavităţile miarolitice ale andezitului. Formele cristaline cele mai frecvente sînt (0001) (1011) (1120) (0111) (1123) etc., macle de translaţie după (0001) (fig. 43, 44, 45).

Depunerea hidrotermală a oligistului a durat în întreaga perioadă de mineralizare a andezitului, fiind însă mai intensă spre sfîrşitul ei.

Acest lucru se constată din incluziunile de oligist din plajele de calcopirită, care s-a individualizat anterior calcopiritei (fig. 38, 39, 40).

Paragenezele cele mai marcante ale oligistului sînt :

— *Parageneza (sistemul):* Fe_2O_3 — SiO_2, în cavităţile miarolitice ale andezitului (fig. 43, 44, 45). Uneori, în aceste cavităţi, oligistul este asociat şi cu pseudobrookitul Fe_2TiO_5.

— *Parageneza (sistemul):* Fe_2O_3—Fe_3O_4—FeS_2, în care oligistul este muşchetovitizat şi asociat cu cristale cubice de pirită (fig. 42), ce marchează limitele mineralizaţiei.

— *Parageneza (sistemul):* Fe_2O_3 — $CuFe_2$—Cu_5FeS_4 în care lamelele de oligist sînt înglobate şi substituite de masa calcopirito-bornitică.

Cristalele mari de oligist, situate în geodele şi diaclazele mineralizaţiei (fig. 44), s-au format la sfîrşitul ciclului metalogenetic al mineralizaţiei.

Oligistul este substituit de calcopirită, bornit, pirită, muşchetovit (fig. 41, 42) şi de cuarţ tardiv (IV).

Analiza chimică a unor concentrate de oligist a dat 56% Fe, 1,2% TiO_2 şi 0,03% W.

Martitul (Fe_2O_3) provine prin procesele de oxidare (martitizare) ale magnetitului. Martitizarea este, în general, reticulară şi lamelară. Lamelele de martit au 0,2 mm grosime, fiind orientate după (111) al granulelor de magnetit.

Magnetitul (Fe_3O_4) reprezintă — de fapt — un mineral accesoriu al rocii andezitice iniţiale. Cum andezitul în zona zăcămîntului a fost total silicifiat şi mineralizat în masa minereului au rămas numeroase incluziuni (relicte) de magnetit, care, în general, au fost corodate de cuarţul hidrotermal şi substituite de mineralele cuprifere .

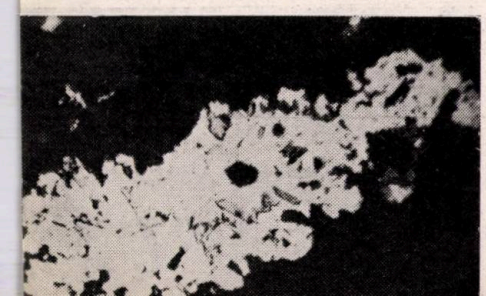
Cristalele de magnetit au forme cubice (100), octaedrice (111) şi dodecaedrice romboidale (110), de dimensiuni cuprinse între 0,1 şi 2 mm. Prezintă şi macle, după

Fig. 39. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Fe_2O_3
Plajă alungită de calcopirită (alb) cu incluziuni lamelare de oligist (cenuşiu). Calcopirita este ciuruită şi substituită periferic de cuarţ (negru). (Mărire 100 x)

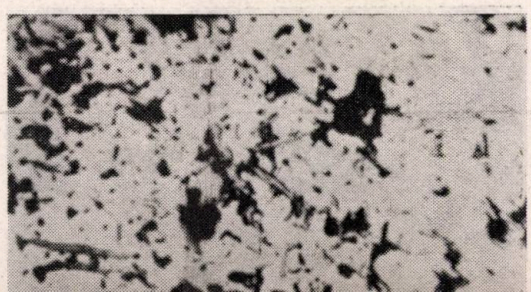
Fig. 40. Parageneza (sistemul): $CuFeS_2$ — Fe_2O_3 — SiO_2
Calcopirită (alb) ciuruită de incluziuni de cuarţ (negru) şi de o multitudine de lamele şi cristale aciculare de oligist. Lamelele de oligist sînt substituite şi parţial asimilate prin calcopirită. (Mărire 100 x)

Fig. 41. Parageneza (sistemul): Fe_2O_3 — Fe_3O_4 — SiO_2
Grup de lamele de oligist (alb) dispuse orientat în cuarţ (negru). Cristalul tabular mai mare are, în partea centrală, o zonă concentrică de muşchetovitizare (cenuşiu) formată din magnetit II. (Mărire 100 x)

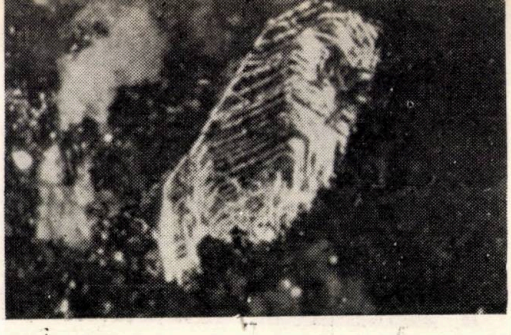
39



40



41



42 43 44

Fig. 42. Parageneza (sistemul) : Fe_2O_3—Fe_3O_4—FeS_2 — SiO_2
Lamele îndoite de oligist (alb, în stînga), parțial mușchetovitizate (cenușiu în dreapta, un rest de cristal de pirită, puternic corodat de cuarț (negru). (Mărire 80 x)

Fig. 43. Parageneza (sistemul): Fe_2O_3 — SiO_2
Cristal tabular de oligist, cu macle de translație, după (0001) într-o geodă a andezitului (negru). (Mărire 30 x)

Fig. 44. Parageneza (sistemul): Fe_2O_3 — SiO_2 — FeS_2
Cristal de oligist, cu fața (0001) bine dezvoltată, concreșteri subparalele de lamele după (0001) și fețele (0110) (10I1) și (1120) slab dezvoltate. Cristalul este prins într-o cavitate miarolitică a andezitului, fiind asociat cu cîteva cristalite de pirită (alb, cubic), cristale de cuarț și sferoizi de calcopirită. (Mărire 30 x)

legea spinelilor (111). Apar libere sau aglomerate (fig. 36) în masa silicioasă.

Magnetitul este substituit, orientat și neorientat, de calcopirită — bornit, după (100), zonar și cu formare de structuri mirmechitice (fig. 37).

Deseori, cristalele de magnetit sînt ciuruite de incluziuni poichilitice de calcopirită — bornit și străbătute de infiltrații calcopirito-bornitice după față de cub (100).

Parageneza (sistemul): Fe_3O_4 — $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — SiO_2, în care cristalele de magnetit sînt substituite de sistemul $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4, orientat și neorientat (fig. 36, 37).

Parageneza (sistemul): Fe_3O_4 — $FeTiO_3$, în care ilmenitul formează lamele și discuri (0,02—0,16 mm) imiscibilizate în magnetit. Acest dezamestec s-a petrecut în faza magmatică.

Melanteritul ($FeSO_4.7H_2O$), sub formă de cruste sintetizate din cristale verzui de 2—15 mm, a fost des întîlnit în lucrările miniere vechi, din orizonturile superioare, situate în partea nordică, mai bogată în pirită, a zăcămîntului. Desigur că, prin acțiunea melanteritului și a soluțiilor acidulate cu acid sulfuric asupra celorlalte minerale primare, s-a format o serie de neoformații hipergene, care — în cazul de față — nu prezintă însă nici importanță științifică si nici industrială, așa încît nu mai insistăm asupra lor.

Asociat cu melanteritul este și pisantitul (Fe,Cu) $SO_4.7H_2O$, care are acelasi mod de prezentare.

Limonitul ($\alpha-\gamma-HFeO_2$), din zonele de afloriment și de oxidație, îmbracă minereurile cu cruste (0,4—5 mm grosime), fiind asociat în speță cu malahitul. Limonitizările nu sînt prea accentuate.

6. Minerale de titan.

Ilmenitul ($FeTiO_3$) ca mineral accesoriu al rocii andezitice, apare numai în intimă asociație cu magnetitul, cu care — după cum se știe din literatură (1) — formează la + 800 și 1000°C soluții solide.

La +800°C prin imiscibilizarea sistemului $FeTiO_3$ — Fe_3O_4, apar o serie de structuri de dezamestec. In cazul de față, ilmenitul apare sub formă de incluziuni submicroscopice (0,02—0,16 mm) lamelare și discoidale, imiscibilizat orientat (111) în cristalele cubice de magnetit.

Remarcabile sînt structurile în care magnetitul este substituit de calcopirită, iar lamelele de ilmenit au rămas ca relicte în calcopirită.

Rutilul (TiO_2), sub formă de cristale aciculare (0,4—2 mm), se remarcă printre mineralele accesorii ale andezitului. In secțiunile subțiri cercetate, s-a identificat și varietatea sagenit.

Pseudobrookitul (Fe_2TiO_5), care a fost remarcat în mai multe andezite din provincia neovulcanică intercarpatică, iar prin cercetările efectuate a fost găsit și la Deva.

Pseudobrookitul formează cristale rombice de 1—2 mm, de culoare neagră, fiind asociat cu oligist, pirită, tridimit, epidot, hipersten, în cavitățile miarolitice și fisurile andezitului.

Acest mineral reprezintă, în general, un produs fumerolian (provenit prin recristalizarea xenolitelor magmei andezitice), ceea ce a fost dovedit în cazul domului andezitic de la Uroiu (Simeria) (Aranyer Berg) din apropiere .

Această constatare ne face să apreciem că măcar o parte din oligistul din andezitele de la Deva ar fi de proveniență fumeroliană.

Anatasul (TiO_2) a fost identificat sub formă de cristale galbene submilimetrice (0,04—0,18 mm) în andezit și în aluviunile Pîrăului Băilor. Formele cele mai frecvent întîlnite au fost de bipiramidă pătratică (011), cu aspect pseudooctaedric. Se integrează tot în grupa mineralelor accesorii, de origine fumeroliană, a andezitului.

7. Minerale de zirconiu

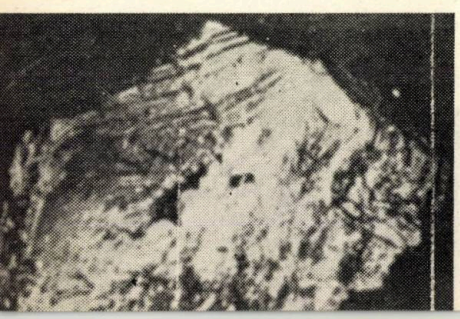
Zirconul ($ZrSiO_4$) se ivește în mod accidental ca mineral accesoriu al rocii andezitice. Cristalele de zircon sînt prismatice alungite, bipiramidate, de 0,1—0,25 mm lungime. In vecinătatea lor, s-au întîlnit frecvent granule de apatit.

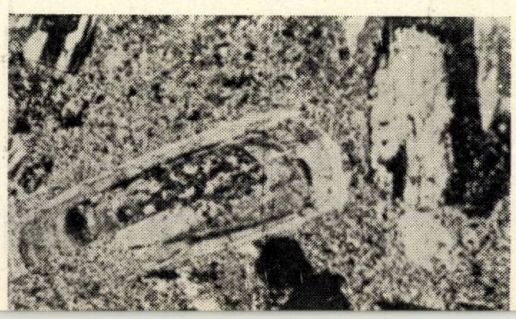
Fig. 45. Parageneza (sistemul): Fe_2O_3 — SiO_2
Cristal deformat de oligist format din concreșteri subparalele de lamele după (0001), într-o masă de andezit silicifiat (negru). (Mărire 30 x)

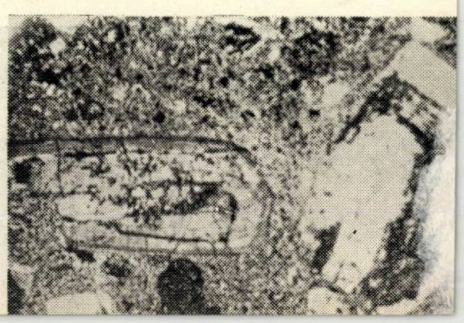
Fig. 46. Andezit cu fenocristale de plagioclazi (andezin-labrador), zonați și maclați, cu pastă parțial silicifiată. (Secțiune subțire, +N, mărire 20 x)

Fig. 47. Andezit cuprifer cu fenocristale de plagioclazi maclate și zonate. Caolinizarea a afectat numai anumite zone concentrate (negru) ale fenocristalelor. (Secțiune subțire, +N, mărire 20 x)

45 46 47







Uneori, s-au întîlnit şi în minereurile cuprifere, ca resturi ale rocii andezitice. Andezitul ce includea cristalele de zircon a fost total silicifiat (cu transformarea şi dis-

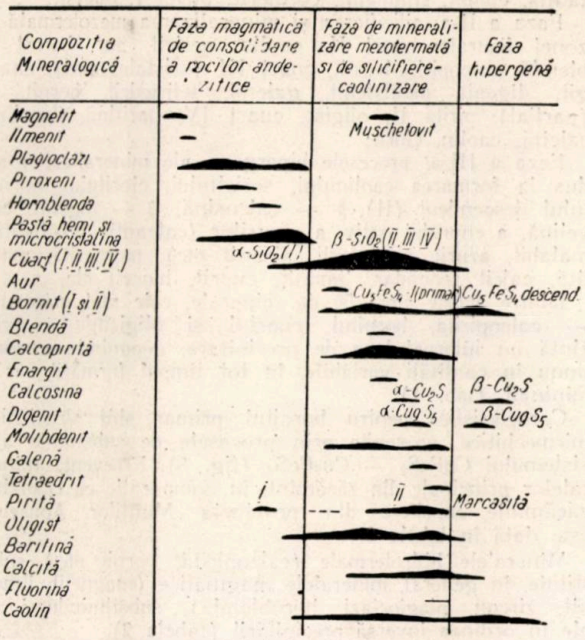


Tabela 1.

Schema metalogenetică a mineralizaţiei cuprifere de la Deva şi succesiunea de cristalizare a mineralelor.

pariţia tuturor mineralelor, cu excepţia $ZrSiO_4$) şi mineralizat cu $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4, în care situaţie s-au conservat ca resturi de substituţie numai cristalele de zircon (fig. 30).

8. Problema mineralelor de wolfram

Cercetările efectuate pînă în prezent nu au dus încă la identificarea unor minerale individualizate de wolfram.

Pînă în momentul de faţă, prezenţa wolframului a fost semnalată numai pe cale de analiză chimică, şi anume:

a) concentratele de oligist au dat 0—0,03% W, alături de 56% Fe; 1,2% TiO_2;

b) minereurile de molibden au dat 0,03—0,1% W, alături de 0,3% Mo.

Deschiderile miniere viitoare vor permite elucidarea acestei probleme.

II. MINERALE DE GANGA

Hidrotermale şi constituente ale andezitului

Cuarţul (SiO_2). intervine cu 80% la constituirea ansamblului mineralizaţiei, prezentînd aspecte fiziografice variate, şi anume:

α — Cuarţ (I), accesoriu al andezitelor, în general sporadic (0—5%), care apare ca cristale bipiramidate hexagonale (0,4—0,8 mm), cu figuri tipice de coroziune magmatică.

Totuşi, în unele zone, andezitele gravitează spre varietăţi riodacitice, mai acide (cu 68% SiO_2).

β — Cuarţ (II), care silicifiază pasta micro- şi hemicristalină a andezitului ce precede procesul de mineralizare cupriferă.

β— Cuarţ (III) ce formează cristale mari (pînă la 2 cm) care s-au format concomitent şi ulterior principalei veniri de mineralizaţie cupriferă. Cristalele sînt prismatice (1010), bipiramidale (1011), trapezoidale, fiind analoge cuarţurilor majorităţii zăcămintelor hidrotermale din provincia neovulcanică a Munţilor Apuseni.

β — Cuarţul IV este tardiv şi s-a individualizat după procesul de mineralizare a andezitului, concomient cu o parte din oligist.

In orice caz însă procesul de silicifiere a andezitului a urmat după fisurarea prin contracţie a rocilor din coşul vulcanului andezitic, iar fenomenul de metalizare cupriferă a fost amorsat şi provocat de procesul ascensional de silicifiere postvulcanică.

Din cauza frecvenţei sale (80%), cuarţul este permanent asociat cu toate mineralele metalice şi de gangă ale mineralizaţiei.

Feldspaţii plagioclazi formează fenocristale de 1—20 mm maclate polisintetic şi zonate. Termenii cei mai frec-

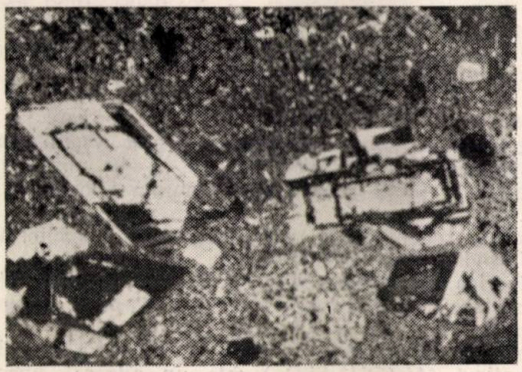


Fig. 48. Andezit cu fenocristale de plagioclazi caolinizaţi zonar.
(Secţiune subţire, +N, mărire 20 x)

venţi sînt andezitul, oligoclazul şi labradorul. Investigaţii asupra temperaturii de formare a plagioclazilor, cum şi asupra generaţiilor de plagioclazi, nu au fost

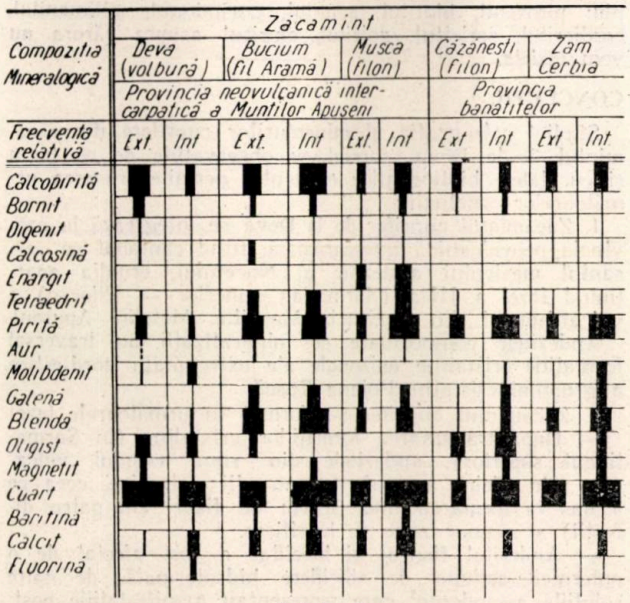


Tabela 2.

Diagrama frecvenţei relative a mineralelor în zăcămintele cuprifere (caracterizate prin sistemul: $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — FeS_2 — Fe_2O_3 ± (Cu_3AsS_4 + MoS_2)) din provincia neovulcanică a Munţilor Apuseni şi a zăcămintelor cuprifere învecinate (Căzăneşti — Zam), ce aparţin provinciei banatitice.

încă executate pînă în prezent, deşi cercetări în această direcţie ar aduce şi mai multă lumină asupra andezitelor şi a fenomenelor de metalizare din această regiune.

Plagioclazii (în zăcămînt) sînt în general caolinizaţi, silicifiaţi şi sericitizaţi. Deoarece pasta microcristalină şi vitroasă a andezitului a fost mai susceptibilă proceselor de

silicifiere şi metalizare cupriferă, s-au observat structuri în care fenocristalele de plagioclazi sînt înglobate în calcopirită compactă. Aceste structuri se detaşează net de celelalte formaţii metalifere ale zăcămîntului.

Hornblenda este amfibolul predominant al andezitelor (în medie 10%), care în masa mineralizaţiei apare sub formă de resturi prismatice (0,5—10 mm), cloritizate, epidotizate, limonitizate şi piritizate.

Baritina ($BaSO_4$) apare sporadic şi formează cristale tabulare (001) (101) (210), de 2—15 mm, fiind transparente şi alb-cenuşii. Baritina este tipic hidrotermală şi s-a dezvoltat — în special — pe fisuri, fiind asociată cu pirită, oligist, calcită şi fluorină.

In orizontul —60, apare ca mineral de gangă al minereului de molibden, în cadrul paragenezei MoS_2 — FeS_2 — $CuFeS_2$ — $BaSO_4$ — $Al_4(OH)_8Si_4O_{10}$.

Calcita ($CaCO_3$) se evidenţiază ca neoformaţii pe fisuri şi geode. Crustele de cristale sînt albe verzui, formele predominante fiind scalenoedrii de 1—10 mm, asociate cu pirită II (cubi de 1—3 mm), puţină fluorină şi baritină.

Calcita cimentează frecvent fragmentele breciforme ale rocii andezitice mineralizate .

Fluorina (CaF_2) s-a remarcat destul de rar sub formă de cristale cubice, interpenetrate (0,4—2 mm), de culoare verzuie, precipitate pe cristalele de cuarţ III, în parageneză cu calcita şi, extrem de rar, cu ceva dolomit.

Caolinul ($Al_4(OH)_8Si_4O_{10}$) este un mineral, important în cadrul mineralizaţiei cuprifere (3—10%). Caolinul provine prin caolinizarea hidrotermală a plagioclazilor (50%), cum şi prin procese hipergene.

Microcristalele foliacee de caolinit au dimensiuni submicroscopice, fiind avansat concrescute cu sericit, limonit, puţin clorit şi calcită.

Afară de mineralele de gangă amintite, mai apare o serie de minerale accesorii ale andezitului, ca spre exemplu: piroxenii, biotitul, apatitul, corindonul, sillimanitul, cordieritul, sericitul, zoizitul, cloritul asupra cărora nu vom insista.

CONCLUZII

Studiul calcografic al minereurilor cuprifere din zăcămîntul de la Deva, corelat cu observaţiile de pe teren şi cu datele bibliografice existente, permite trasarea următoarelor concluzii:

1. Zăcămîntul cuprifer de la Deva se integrează în provincia neovulcanică intercarpatică, fiind cantonat pe versantul masivului andezitic al Nocetului, erupţia aparţinînd fazei a III-a (Sarmaţian superior — Pliocen) a vulcanismului din provincia Munţilor Metalici Apuseni.

Andezitele comportoare de mineralizaţii au traversat formaţiile cristaline epizonale ale extremităţii nord-estice a grupului cristalin Poiana Ruscă.

2. Zăcămîntul cuprifer s-a format în următoarele faze:

— După traversarea formaţiilor cristaline (în Sarmaţianul superior), andezitele din zona coşului vulcanic, prin răcire au suferit contracţii puternice, ceea ce a dus la formarea unui sistem de fisuri (în patru direcţii) şi a unor zone de brecifiere.

— Andezitul fisurat şi brecifiat a fost afectat de o puternică acţiune de silicifiere hidrotermală, de către soluţiile ascendente, care reprezentau manifestaţiile postvulcanice ale erupţiei. De remarcat că andezitele de coş se caracterizează, în general, prin dimensiunile mai mari (1 cm) ale fenocristalelor de plagioclazi (şi hornblendă), prin apariţia mai frecventă a epidotului, piritei, oligistului şi calcopiritei şi prin conţinutul foarte redus de pastă vitroasă — hemicristalină.

— Procesul de silicifiere a fost însoţit de procese de caolinizare şi subordonat de procese de sericitizare şi de cloritizare.

— Mineralizarea fisurilor s-a produs concomitent şi în urma silicifierii, depunerea cuarţului şi a mineralelor metalice (calcopirită, bornit etc.) fiind concomitentă şi continuă.

3. Succesiunea de cristalizare a mineralelor a fost divizată în trei faze, şi anume:

Faza I: consolidarea rocii andezitice:: zircon, corindon, magnetit, ilmenit, rutil, apatit, piroxeni, plagioclazi, hornblendă, biotit, cuarţ I, pastă micro- şi hemicristalină, epidot, sillimanit, cordierit, pirită I, oligist;

Faza a II-a: silicifierea şi mineralizarea mezotermală a zonei fisurate: cuarţ II, caolin, sericit, aur, bornit I, blendă, calcopirită-bornit, cuarţ III (cristale mari), enargit, digenit, molibdenit, galenă, tetraedrit, bornit II (parţial), pirită II, oligist, cuarţ IV, baritină, fluorină, calcită, caolin, clorit;

Faza a III-a: procesele hipergene ale mineralizaţiei au dus la formarea caolinului, sericitului, cloritului, bornitului descendent (II), β — calcosină, β — digenit, covelină, a cuprului nativ, a sărurilor (calcantit, brochantit, malahit, azurit, melanterit, pisanit etc), marcasită, martită, calcit secundar, limonit, cuprit, tenorit etc.

Dintre aceste circa 50 de minerale, cele mai marcante — calcopirita, bornitul, cuarţul şi oligistul — prezintă un interval larg de precipitare, depunîndu-se continuu în cantităţi variabile, în tot timpul formării zăcămîntului (tab. 1).

Caracteristice pentru bornitul primar sînt structurile mirmechitice, provenite prin procesele de substituţie ale sistemului $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 (fig. 8). Frecvenţa mineralelor principale din zăcămînt, în comparaţie cu celelalte zăcăminte cuprifere din provincia Munţilor Apuseni, este dată în tabela 2.

Mineralele hidrotermale (calcopirită, bornit etc.) substituie, în general, mineralele magmatice (magnetit, ilmenit, zircon, plagioclazi, hornblendă), substituindu-se şi ele în ordinea inversă precipitării (tabela 2).

4. Zăcămîntul cuprifer de la Deva este constituit dintr-o volbură mineralizată (mezotermală), în care mineralele metalice ($CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4) sînt diseminate pe planele de fisuraţie (stockwerk), fiind de un tip genetic asemănător zăcămintelor de tip „disseminated copper porphyry ores", care, în U.R.S.S. şi S.U.A., reprezintă surse foarte importante de cupru.

Volbura mineralizată are o formă de stoc cilindroidic, fiind cu secţiune elipsoidală (fig. 1) şi structură zonară, în sensul că zonele periferice şi cele nordice sînt mai bogate în pirită şi oligist (care marchează în timp şi spaţiu limitele mineralizaţiei). In zona vestică se intercalează un nucleu şi un fiion steril (fig. 1).

Concentraţia în minerale metalice este de 7%, din care 3% ($CuFeS_2$ + Cu_5FeS_4), 3% oligist şi 1% minerale subordonate (digenit, tetraedrit, blendă etc), conţinutul în cuarţ fiind de 80%. Conţinutul mediu în cupru gravitează în jur de 1%, iar resursele totale sînt de ordinul a un milion de tone.

5. Distribuţia mineralizaţiei pe verticală, atît cît ne permite actualul grad de deschidere minieră, este următoarea:

— zona de oxidaţie, adică zona de afloriment, orizontul +15, principal, —15, în care predomină sistemul $CuFeS_2$ — FeS_2 şi care este puternic alterată, sărurile de Fe şi Cu (melanterit, malahit, azurit, brochantit, pisanit, calcantit etc.) fiind abundente;

— zona primară (orizonturile —30 şi —60), în care minereul se îmbogăţeşte în bornit primar (1,1—1,4% Cu) şi apare molibdenitul (la —60) în parageneză cu FeS_2 — $CuFeS_2$ — $BaSO_4$ — $Al_4(OH)_8Si_4O_{10}$.

★

In concluzie, pe baza datelor mineralogice şi geologice stabilite, se poate afirma că zăcămîntul de la Deva constituie unul dintre cele mai importante şi interesante surse de cupru din R.P.R. şi, în funcţie de noile prospecţiuni şi explorări ce se execută în regiune, se lasă întrevăzute perspective frumoase pentru dezvoltarea sa pe viitor.

Bibliografie

[1] Albescu V., Natura 22 (1933), nr. 1, pag. 33/35.
[2] Betehtin A. G., Mineraloghia, Moscova, 1950.
[3] Betehtin A. G., Douareb V., Zverev G., Tratat de zăcăminte metalifere, Moscova, 1948.

[4] Bernard E., Mag. Chem. Foloyrat, 15 (1909), pag. 130.
[5] Fichtel I. E., Mineral Aufsätze, Viena 1794, pag. 374 (8°).
[6] Fichtel I. E., Min Bemerk. von den Karp. Viena 1791, pag. 730.
[7] Gaal St., Banyasz es. Koh. Lapok, Bud. 41 (1908), pag. 689/701.
[8] Ghițulescu M., Socolescu M., Anuarul Inst. Geol. al Rom., 1940, nr. XX.
[9] Jahn K., Hassak M., Vegt. Lapok 1882/83.
[10] Kerner F., Montanzeitung, Graz, 1905, 543/44.
[11] Koch A., Tschermak's Min. Petr. Mitt. Viena, 1878, pag. 177.
[12] Lucca V., Raport geologic minier asupra minei de cupru de la Deva, reg. Hunedoara (1952).
[13] Maros E., Földt. Közl., Bud. 38 (1908).
[14] Maros I., Földt. Közl., Bud. 38 (1908), pag. 230.
[15] Saukov K. A., Geochimie, Moscova, 1957.
[16] Schmidt A., Orv. Tehn. Tud. Ert. 8 (1892), pag. 259.
[17] Teglas, Banyasz és Koh Lapok, Bud. 47, 1919, nr. 9, pag. 554/562.
[18] Treiber I., Rev. Stud. și cerc. de chimie, nr. 7, Cluj, 1957.
[19] Volinski A., Ident. Miner. la microscop, Moscova, 1947.
[20] Zimanyi K., Földt. Közl. Bud. 42 (1912), nr. 78, pag. 662.
[21] Zimanyi K., Föld. Közl. 43 (1913), pag. 511—523.

Probleme de geometrie minieră în legătură cu proiecția intersecției planului unei falii cu planul unui strat și determinarea direcției unui strat de cărbune întîlnit în două sau trei sondaje

Geolog **Eufrosin G. Corneliu**

In cadrul activității geologice și topografice de la exploatările carbonifere, pentru rezolvarea unor probleme tehnice de exploatare și explorare, cum ar fi: trasarea proiecției intersecției planului unei falii cu planul unui strat la diferite orizonturi pe un plan orizontal sau vertical, în funcție de direcția și de înclinarea faliei, sau trasarea direcției unui strat de cărbune interceptat prin două sau trei sondaje etc., sînt necesare unele cunoștințe de geometrie minieră.

Problemele, pe care este chemat să le rezolve geologul miner, se rezumă la proiecția intersecției a două planuri sau la intersecția unei linii cu un plan și sînt demonstrate teoretic în diferite cursuri și tratate.

Cunoscînd din practica de pe teren că unele cadre începătoare întîmpină greutăți în reprezentarea geometrică a condițiilor de zăcămînt, se consideră utilă prezentarea unor metode practice și rapide pentru rezolvarea grafică a unui număr de șapte probleme, întîlnite curent la minele de cărbuni.

Primele cinci probleme sînt axate pe tema trasării pe harta cu izobatele stratului, a proiecției intersecției planului unei falii cu planul unui strat de cărbune, iar ultimele două probleme sînt axate pe tema determinării direcției și a înclinării unui strat de cărbune, care a fost interceptat prin două sau prin trei sondaje.

Problema nr. 1

Intr-o galerie direcțională, situată într-un strat de cărbune, care are înclinarea $\alpha = 40^0$, la orizontul cota 600, în punctul A s-a identificat falia F. Direcția faliei face cu direcția stratului un unghi $\beta = 90^0$, iar falia are o înclinare $\varphi = 50^0$.

Să se traseze pe harta cu izobatele stratului intersecția planului faliei cu planul stratului între orizonturile 500 și 700, presupunînd că falia își menține direcția și înclinarea.

Din fig. 1 *a*, care reprezintă o secțiune transversală față de direcția stratului, în triunghiul dreptunghi ABC, avînd cunoscute cateta $AB = 100$ m $= v$ și unghiul opus $\alpha = 40^0$, reiese că:

$$y = v \cdot \operatorname{cotg} \alpha = 100 \operatorname{cotg} 40^0 = 100 \cdot 1{,}2 = 120 \text{ m.} \quad (1)$$

Din fig. 1 *b*, care reprezintă o secțiune verticală direcțională între orizonturile 700 și 500, în triunghiul ABD avînd cunoscute $AB = 100$ m și $\varphi = 50^0$, reiese că:

$$BD = a = v \operatorname{cotg} \varphi = 100 \cdot 0{,}834 - 83{,}4. \quad (2)$$

Distanțele y și a se pot afla și direct, printr-o construcție grafică la scara planului de situație cu izobatele stratului.

Rezolvarea grafică. Trasăm dreapta AX, care reprezintă izobata stratului la orizontul 600 (fig. 1 *c*), apoi trasăm izobatele stratului la orizonturile 500 și 700, în funcție de distanțele y și y^1 (fig. 1 *a*), la o scară convenabilă.

Din punctul A, ale cărui coordonate se cunosc din planul lucrărilor miniere, se trasează și se continuă punctat direcția faliei F, întîlnită în galerie, care va intersecta izobata 500 în punctul Q și izobata 700 în punctul O_1.

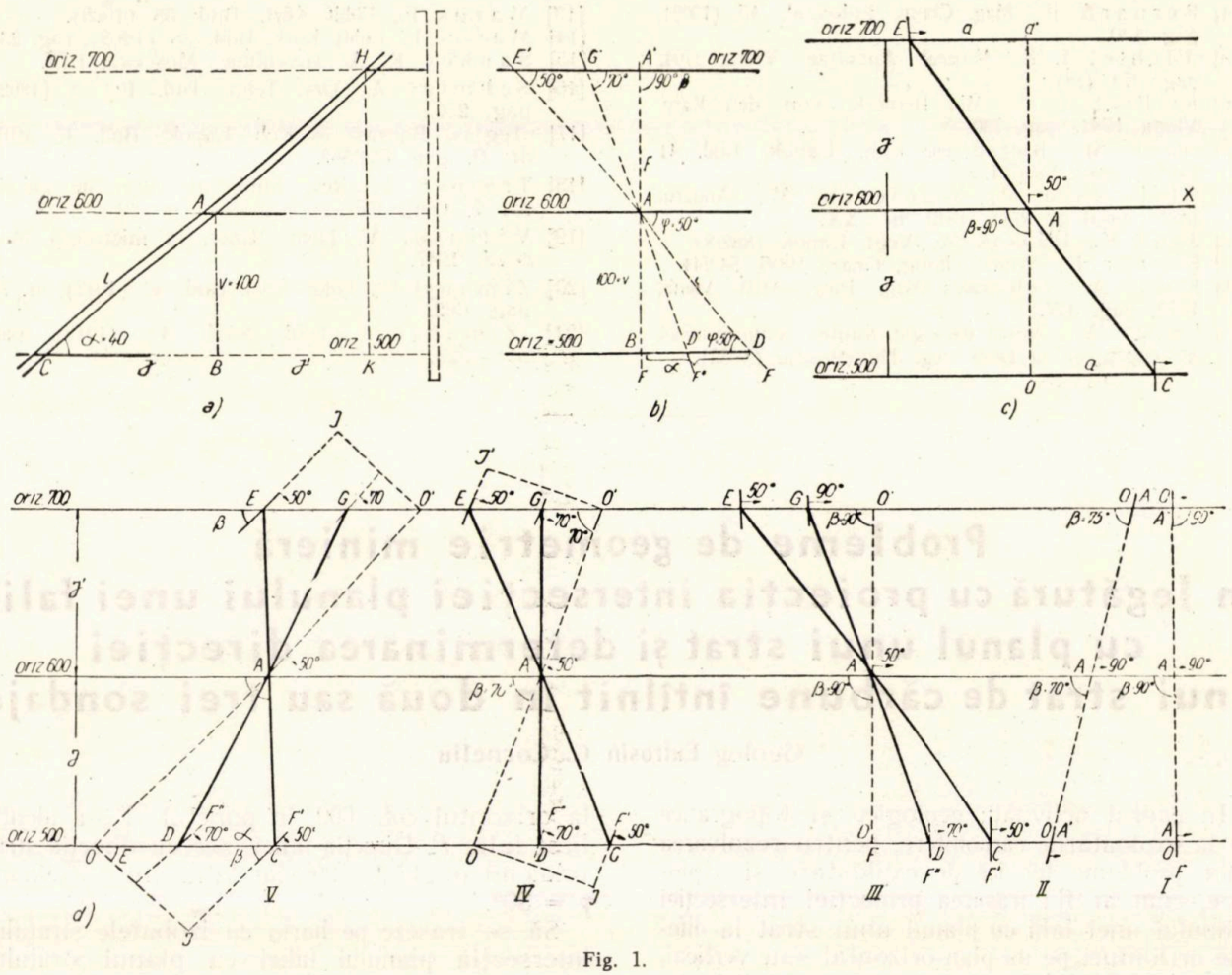


Fig. 1.

Din punctul *O*, pe izobata 500, măsurăm — în sensul înclinării faliei la scara aleasă — distanţa $OC' = a = v \times \operatorname{cotg} \varphi = \frac{v}{\operatorname{tg}\varphi} = \frac{100}{0{,}834} = 83\,4$ m.

Falia va fi interceptată cu galeria direcţională pe strat la orizontul 500, în punctul *C'*.

Unind punctele *A* şi *C'*, obţinem proiecţia pe un plan orizontal a dreptei de intersecţie a planului faliei cu planul stratului între orizonturile 600 şi 500.

Procedînd identic, în sens invers, pe izobata 700, obţinem prelungirea intersecţiei pînă la orizontul 700.

În concluzie, cunoscînd înălţimea pe verticală (*v*) între două orizonturi şi înclinarea stratului (α), putem afla distanţa dintre orizonturi (izobate) în proiecţie plană, şi anume :

$y = v \cdot \operatorname{cotg} \alpha = 100 \cdot \operatorname{cotg} 40^0 = 100 \cdot 1{,}2 = 120$ m. (1)

Cunoscînd înclinarea faliei $\varphi = 50^0$ la orizontul 600, putem afla distanţa pe orizontală (*a*) în plan vertical perpendicular pe direcţia faliei la orizontul 500 (fig. 1 *b*), şi anume :

$d = v \cdot \operatorname{cotg} \varphi = 100 \cdot 0{,}834 - 83{,}4$ m. (2)

Cunoscînd prin calcule pe (*y*) şi (*a*), putem trece la construcţia grafică a proiecţiei intersecţiei în planul orizontal, aşa cum s-a arătat mai sus (fig. 1 *c*).

Problema nr. 2

Se dă un strat de cărbune care are o înclinare $\alpha = 40^0$, interceptat prin lucrările miniere de la orizontul 600, în punctul *A* de falia *F*, a cărei direcţie face cu direcţia stratului un unghi $\beta = 46^0$. Falia are o înclinare estică de 50^0 (fig. 5 *d*).

Se cere să se construiască, pe planul cu izobatele stratului, proiecţia liniei de intersecţie a planului faliei cu planul stratului, între orizonturile 700 şi 500, presupunînd că falia îşi păstrează direcţia şi înclinarea.

Rezolvare. Cunoscînd înălţimea pe verticală între două orizonturi (fig. 1 *a*) $v = 100$ m şi înclinarea stratului $\alpha = 40^0$, putem afla distanţa dintre orizonturi în proiecţie plană din formula :

$y = v \cdot \operatorname{cotg} \alpha = 10 \cdot \operatorname{cotg} 40^0 = 100 \cdot 1{,}2 = 120$ m. (1)

Cunoscînd înclinarea faliei $\varphi = 50^0$ la orizontul 600, aflăm distanţa pe orizontală (*a*) în plan vertical, perpendicular pe direcţia faliei la orizontul 500 (fig. 1 *b*) cu formula :

$a = v \cdot \operatorname{cotg} \varphi = 100 \cdot 0{,}834 = 83{,}4$ m. (2)

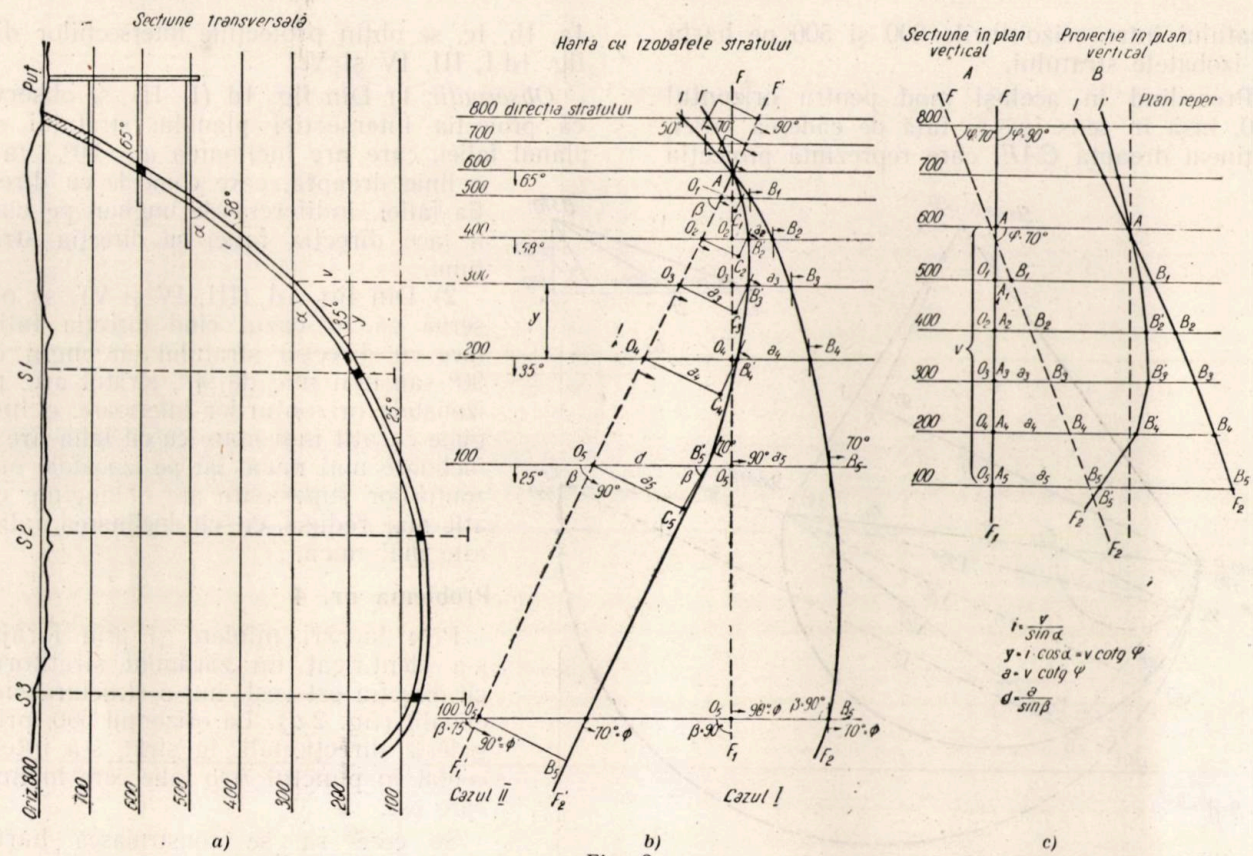


Fig. 2.

Cunoscînd pe y și y^1 putem trasa la scară izobatele 700, 600 și 500.

Prelungind punctat direcția faliei F — cunoscută la orizontul 600 — pînă ce intersectează izobatele 500 și 700, obținem punctele de intersecție O și O' (fig. 1 d V).

Din punctul O trasăm la scară dreapta OI perpendiculară pe direcția faliei în sensul înclinării faliei, cu valoarea egală cu a, care reprezintă distanța pe orizontală la orizontul 500, de la intersecția unui plan vertical coborît din punctul A, orizontul 600, pînă la intersecția planului faliei cu orizontul 500.

În triunghiul dreptunghi OIC, cunoscînd pe $OI = a = 83{,}4$ m și pe β 46°, aflăm pe OC cu ajutorul formulei (3):

$$OC = \frac{a}{\sin\beta} = \frac{83{,}4}{\sin 46} = \frac{83{,}4}{0{,}719} = 116\text{m} = d \quad (3)$$

Rezolvarea grafică. După ce aflăm pe (y) și pe (a), trasăm izobatele 700, 600 și 500 la scara convenabilă, apoi prelungim direcția faliei F întîlnită prin lucrările miniere în punctul A, pînă ce intersectează izobatele 500 și 700 în punctele O și O'.

Din punctul O ducem o dreaptă OI perpendiculară pe direcția faliei, cu o valoare egală cu (a).

Ducînd o dreaptă IC paralelă cu direcția faliei, obținem punctul C, în care falia va intercepta izobata 500.

Punctul C se poate obține măsurînd pe izobata 500, în sensul înclinării faliei, distanța $OC = d$, pe care o aflăm din formula (3).

Unind punctele A și C, obținem proiecția dreptei de intersecție a planului faliei cu planul

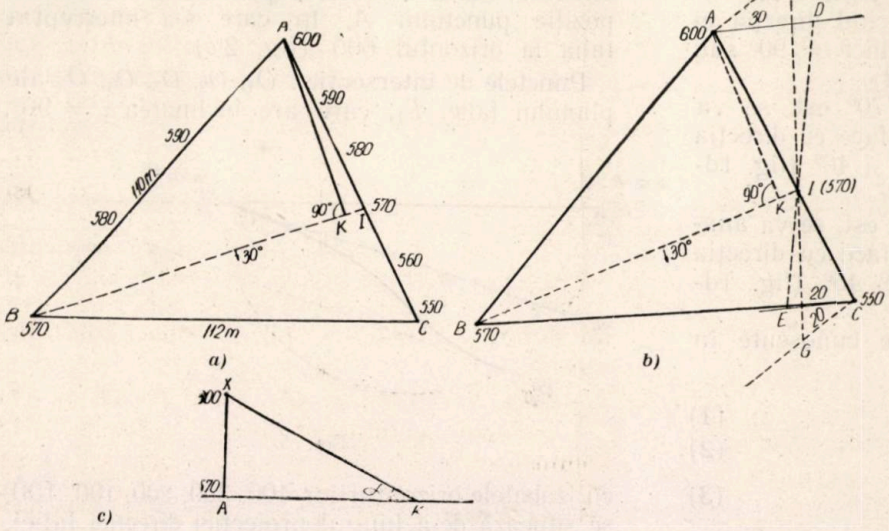


Fig. 3.

stratului între orizonturile 600 şi 500 pe harta cu izobatele stratului.

Procedînd în acelaşi mod pentru orizontul 700, însă în sens invers faţă de căderea faliei, obţinem dreapta *CAE*, care reprezintă proiecţia

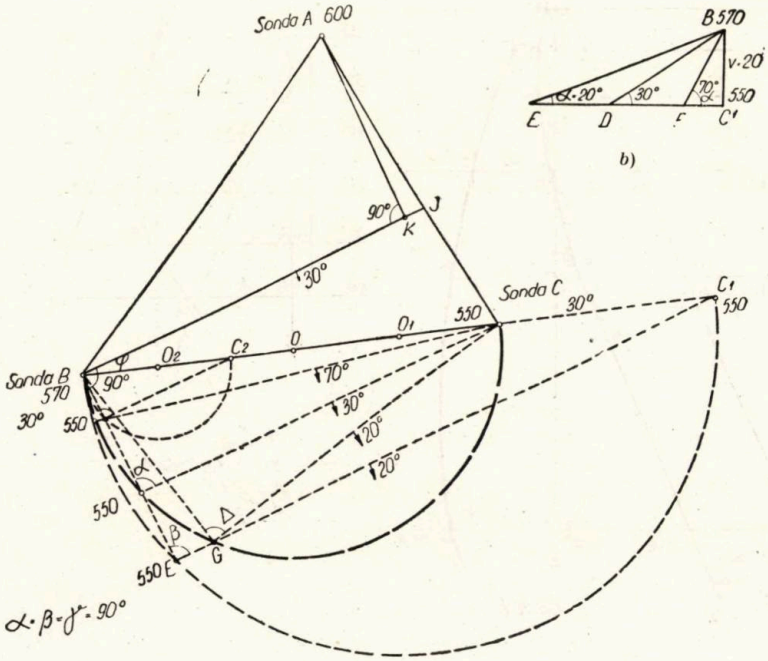


Fig. 4.

intersecţiei planului faliei cu planul stratului pe planul cu izobate, între orizonturile 700 şi 500.

Problema nr. 3

Să se construiască proiecţiile intersecţiei planului unui strat care are o înclinare $\alpha = 40^0$, cu planul faliilor *F, F'* şi *F"* între orizonturile 700 şi 600, pe harta cu izobatele stratului, faliile fiind identificate prin lucrări miniere la orizontul 500 în punctul *A*. Falia *F*, cu înclinarea $\varphi = 90^0$ est, se va analiza în cazul cînd direcţia ei face cu direcţia stratului un unghi $\beta = 90^0$ sau un unghi $\beta = 70^0$ (fig. 1 *d* şi 2).

Falia *F"*, cu înclinarea $\varphi = 70^0$ est, se va analiza în cazul cînd direcţia ei face cu direcţia stratului un unghi $\beta = 90^0$, 70^0 şi 46^0 (fig. 1d-III, IV, V).

Falia *F'*, cu înclinarea $\varphi = 50^0$ est, se va analiza în cazurile cînd direcţia ei face cu direcţia stratului unghiuri $\beta = 90^0$, 70^0 46^0 (fig. 1d-III, IV, V)

Rezolvare. Folosind formulele cunoscute în problemele precedente:

$$-y = i \cdot \cos \alpha \qquad (1)$$

$$-a = v \cdot \operatorname{cotg} \varphi \qquad (2)$$

$$-d = \frac{a}{\sin \beta} \qquad (3)$$

şi aplicînd metoda grafică indicată în figurile 1a, 1b, 1c, se obţin proiecţiile intersecţiilor din fig. 1d-I, III, IV şi V.

Observaţii. 1) Din fig. 1d (I—II), se observă că proiecţia intersecţiei planului stratului cu planul faliei, care are înclinarea $\alpha = 90^0$, va fi o linie dreaptă, care coincide cu direcţia faliei, indiferent de unghiul pe care îl face direcţia faliei cu direcţia stratului.

2) Din fig. 1d (III, IV şi V), se observă că în cazul cînd direcţia faliei face cu direcţia stratului un unghi de 90^0 sau mai mic de 90^0, stratul are, pe izobatele orizonturilor inferioare, o lungime cu atît mai mare cu cît falia are o înclinare mai mică, iar pe izobatele orizonturilor superioare are o lungime cu atît mai redusă cu cît înclinarea faliei este mai mică.

Problema nr. 4

Prin lucrări miniere şi prin foraje, s-a identificat un zăcămînt stratiform cu direcţia est-vest, într-o structură sinclinală (fig. 2 *a*). La orizontul 600, prin galeria direcţională în strat, s-a interceptat în punctul A o falie care înclină spre est.

Se cere să se construiască harta structurală a stratului cu izobatele şi proiecţia intersecţiei planului faliei cu planul stratului.

Se va analiza falia *F*, care face un unghi $\beta = 90^0$ cu direcţia stratului, în cazul unei înclinări $\varphi = 90^0$ (F_1) şi în cazul unei înclinări $\varphi = 70^0$ (F_2) (fig. 2b).

Se va analiza — de asemenea — *F'* care face cu direcţia stratului unghiul $\beta = 70^0$ în cazul înclinărilor $\varphi = 90^0$ (F_1) şi $\varphi = 70^0$ (F'_2).

Rezolvare. Pornind de la secţiunea transversală (fig. 2a), se construieşte grafic, la o scară anumită, harta izobatelor pe care se determină poziţia punctului *A*, în care s-a interceptat falia la orizontul 600 (fig. 2 *c*).

Punctele de intersecţie: O_1, O_2, O_3, O_4, O_5 ale planului faliei F_1, care are înclinarea $\varphi = 90^0$,

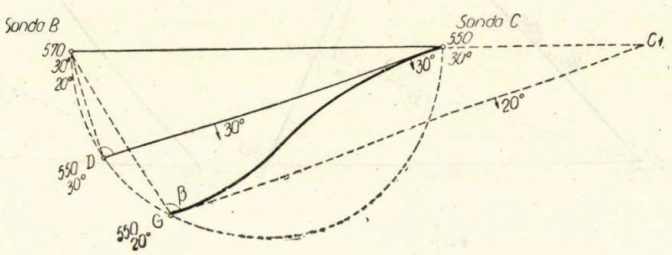


Fig. 5.

cu izobatele orizonturilor 400, 300, 200, 100, 100, se situează de-a lungul proiecţiei direcţiei faliei, de asemenea, pentru falia F'_1 cu o înclinare

$\varphi = 90^0$. În ambele cazuri, proiecția liniei de intersecție a planului faliei cu planul stratului coincide cu prelungirea direcției faliei.

În cazul faliei F_2, cu înclinarea $\beta = 70^0$, luînd din punctele O_1, O_2, O_3, O_4, O_5 pe izobatele orizonturilor respective: 500, 400, 300, 200, 100 (fig. 2b), în sensul înclinării faliei, distanțele a_1, a_2, a_3, a_4, a_5, aflăm punctele B_1, B_2, B_3, B_4, B_5, în care planul faliei F_2 intersectează izobatele stratului. Unind punctele B_1, B_2, B_3, B_4, B_5, obținem linia curbă IF_2, care reprezintă — pe harta cu izobatele stratului — proiecția intersecției planului faliei F_2 cu planul stratului.

În cazul faliei F'_2, cu înclinarea $\beta = 70^0$, trasînd din punctele O_1, O_2, O_3, O_4, O_5, perpendicularele a_1, a_2, a_3, a_4, a_5, obținem punctele C_1, C_2, C_3, C_4, C_5. Trasînd — din aceste puncte — drepte paralel cu direcția faliei, obținem punctele de intersecție cu izobatele 500, 400, 300, 200, 100: B'_1, B'_2, B'_3, B'_4, B'_5.

Linia curbă $I'F'_2$ reprezintă, pe harta cu izobatele stratului, proiecția intersecției planului faliei F'_2 cu planul stratului.

Observații: 1. Pentru faliile cu înclinarea de 90^0, indiferent de unghiul pe care îl fac cu direcția stratului, proiecția dreptei de intersecție a planului faliei cu planul stratului coincide cu prelungirea direcției faliei, de la orizontul la care se cunoaște falia, presupunînd că falia își menține direcția și înclinarea la toate orizonturile.

2. La orizonturile superioare, lungimea stratului se scurtează de la un orizont inferior la un orizont superior, cu atît mai mult cu cît falia are o înclinare mai mică.

3. La orizonturile inferioare, lungimea stratului crește de la un orizont superior la un orizont inferior, atingînd maximul la orizontul la care stratul are o înclinare 0^0, iar — mai departe — proiecția intersecției planului faliei cu planul stratului se menține pe porțiunea orizontală a stratului paralelă cu prelungirea direcției faliei.

Problema nr. 5

Se cere ca intersecția planului faliei cu planul stratului, din cazurile analizate în celelalte patru probleme, să se proiecteze pe proiecția verticală a planului stratului. Pentru rezolvare, se vor construi, în primul rînd, proiecțiile în planul orizontal (harta structurală, cu izobatele stratului), apoi se vor înscrie, pe izobatele proiectate în planul vertical, distanțele obținute pe diferitele izobate, pornind de la proiecția unui plan vertical reper care traversează stratul prin punctul *A*, în care se cunoaște falia prin lucrările miniere.

În cazurile analizate în problema nr. 4, alura liniilor de intersecție proiectate IF_2 și $I'F'_2$ va fi asemănătoare, fie că proiecția se face pe planul orizontal, fie că se face pe planul vertical, cu mențiunea că — în cazul proiecției în planul vertical — linia de intersecție se întrerupe la cota cea mai adîncă a cutei sinclinale, acolo unde stratul devine orizontal (fig. 2 *c*).

Problema nr. 6

Un strat de cărbune a fost interceptat în sonda *A* la cota 600, în sonda *B* la cota 570 și în sonda *C* la cota 550. Se cere să se determine direcția și înclinarea stratului.

Deoarece demonstrația teoretică a determinării direcției și înclinării stratului din „triadă" este cunoscută din tratatele de specialitate, vom analiza două variante de rezolvare pe cale grafică, mai ușoare și mai rapide, lipsite de formule și de calcule greoaie.

a) *Varianta 1* (fig. 3a) (folosită curent).

Pe planul topografic cu situația sondelor, se trasează triunghiul *ABC* determinat de sondele *ABC*. Dreapta *AC*, care unește sondele cu diferența cea mai mare de cotă (600—550=50), se împarte în 50 de unități egale.

Se unește punctul *B* (cota 570) cu punctul corespunzător cotei 570 pe dreapta *AC*.

Dreapta *BI* reprezintă intersecția planului stratului cu planul orizontal la cota 570, adică direcția stratului.

Pentru a determina grafic azimutul și înclinarea stratului, procedăm în felul următor: din punctul *A*, cu cota cea mai ridicată, se coboară perpendiculara *AK* (fig. 3a) pe dreapta *BI*. Dreapta *AK* reprezintă proiecția dreptei de cea mai mare pantă din planul stratului.

Se trasează dreapta orizontală *AK* măsurată la scara planului de situație și în punctul *A* se ridică o perpendiculară *AX*, egală cu diferența de cote la care a fost întîlnit stratul în sondele *A* și *B* (600—570=30), la scara planului de situație. Unind punctul *X* cu punctul *K*, se obține înclinarea stratului, care se măsoară cu raportorul.

b) *Varianta 2* (fig. 3 *b*).

Problema se reduce la împărțirea dreptei *AC* în două părți proporționale cu diferența de cotă între sondele *A* și *B* (600—570=30) și sondele *B* și *C* (570—550=20).

Pentru aceasta, din punctele *A* și *C* se trasează două drepte oarecare *AD* și *CE* sau *AF* și *CG*, paralele între ele și de sens contrar (planșa III, fig. 3).

Pe dreapta *AD* se ia, la o scară oarecare, distanța *AD*=30 și pe dreapta *CE*=20 m.

Dreapta *DE*, respectiv *G* intersectează dreapta *AC* în punctul *j*, care corespunde cotei 570.

Unind punctul *B* cu punctul *I*, se obține dreapta *BI*, care reprezintă direcția stratului la cota 570.

Înclinarea stratului se poate determina prin procedeul grafic menționat la varianta 1.

Valoarea înclinării se poate afla şi prin formula: (fig. 3 *c*).

$$AK = \frac{AX}{\operatorname{tg} \alpha} \cdot \qquad (4)$$

Problema nr. 7

Să se determine direcţia unui strat care a fost interceptat în sonda *B* la cota 570 şi în sonda *C* la cota 550.

Se va analiza cazul în care, în ambele sonde, stratul a avut pe carotele extrase din sonde o înclinare de 20°, de 30° şi de 70° şi în cazul în care stratul a avut în sonda *B* o înclinare de 20°, iar în sonda *C* o înclinare de 30°.

In fig. 4a, dreapta *Bi* reprezintă direcţia stratului cunoscut prin sondajele *A, B, C,* aflată printr-unul din procedeele folosite la rezolvarea problemei nr. 6.

Din sonda *B,* în care stratul are cea mai înaltă cotă (570), se trasează o perpendiculară pe direcţia stratului, pe care se măsoară distanţa *BD=CD* (fig. 4b), care reprezintă proiecţia distanţei, pe direcţia liniei de cea mai mare pantă, la care stratul este interceptat de sonda *C* (550).

Fig. 4b se construieşte la scara planului cu situaţia sondelor din fig. 4 *a*.

Unind punctele *D* şi *C,* se obţine dreapta *DC* paralelă cu dreapta *BI,* care reprezintă direcţia stratului, care are o înclinare de 30° la orizontul cota 550.

In triunghiul dreptunghi *BDC,* unghiul $\alpha = 90^0$ se înscrie într-un cerc cu centrul în punctul *O,* care are ca diametru distanţa dintre cele două sonde *B* şi *C.*

Pentru a trasa direcţia stratului la acelaşi orizont (cota 550), în cazul cînd stratul îşi menţine direcţia, dar are în ambele sonde o înclinare de 20°, procedînd în acelaşi mod, se obţine dreapta *BE=C'E* (fig. 4b).

Din punctul *E* se trasează dreapta EC_1, paralelă cu dreapta *DC* (direcţia stratului cu înclinare de 30°). In triunghiul dreptunghi BEC_1, unghiul $\beta = 90^0$ se înscrie într-un cerc cu centrul în punctul O_1.

Procedînd la fel şi pentru cazul în care stratul are o înclinare de 70°, obţinem unghiul $\gamma = 90^0$, care se înscrie într-un cerc cu centrul în punctul O_2.

Considerînd că unghiul pe care îl face direcţia stratului cu linia sondelor *B* şi *C* rămîne neschimbat (fig. 4a), se observă că atunci cînd înclinarea stratului se măreşte, pentru a intercepta stratul la aceeaşi cotă (550), distanţa dintre sonde trebuie micşorată şi invers pentru cazul cînd înclinarea se micşorează, respectiv sonda *C* se va găsi în punctele C_2 şi C_1.

Dacă se înscriu distanţele *C'F, C'D, C'E* în cercul cu centrul în punctul *O,* se obţin punctele *F, D.* şi *G.* Unind aceste puncte cu sonda *C',* se obţin dreptele *FC, DC* şi *GC,* care reprezintă direcţiile stratului în cazul înclinărilor de 70°, de 30° şi de 20°.

Pentru a rezolva problema pe cale grafică, se trasează, la scara planului cu situaţia sondelor, un cerc cu diametrul egal cu distanţa dintre sondele *B* şi *C,* în sensul în care scad cotele la care s-a întîlnit stratul. Pe acest cerc din sonda *B,* cota 570, se înscrie *BF = C'E,* distanţă pe care o aflăm grafic construind, la scara planului, figura 2, sau folosind formula:

$$d = \frac{v}{\operatorname{tg} \alpha} \cdot \qquad (4)$$

Unind punctul *F* cu punctul *C,* se obţine dreapta *FC,* care reprezintă direcţia stratului cu înclinare de 70° la cota 550.

In cazul cînd înclinarea stratului este de 20° în sonda *B* şi de 30° în sonda *C,* analizat grafic în fig. 5, se observă că linia de intersecţie a planului stratului cu planul orizontal cota 550 va fi diferită decît în cazul cînd stratul are înclinarea de 30° în ambele sonde.

Deoarece stratul are atît direcţia, cît şi înclinarea variabile, intersecţia dintre planul stratului şi un plan orizontal nu mai este o linie dreaptă, ci o linie curbă.

Deoarece soluţiile adoptate în rezolvarea problemelor propuse nu epuizează şi alte posibilităţi de rezolvare mai practice şi mai expeditive, considerăm modul de rezolvare adoptat ca sugestiv pentru căutarea altei căi de rezolvare mai expeditive şi mai utile pentru geologii şi pentru tehnicienii geologi începători.

Bibliografie

[1] Uşakov I. N.: *Geometrie minieră,* Edit. Tehnică, 1954.

[2] Gherman J.: *Indrumări în practica geologică,* vol. II. Edit. Tehnică.

[3] Mihăilescu N.: *Geologie tehnică,* vol. I. Edit. Tehnică, 1952.

Controlul și întreținerea cablurilor de extracție

Ing. V. Mureșanu

A. Rotații cu fricțiune

Unul din organele instalațiilor miniere de extracție, care în timpul funcționării reclamă o atenție și un control deosebit, este cablul de extracție de la roata Koepe. Pentru a se asigura viața oamenilor, precum și producția ce se transportă cu ajutorul acestui cablu, din momentul punerii în funcțiune pînă la scoaterea din funcțiune, cablul trebuie supus unui control riguros cerut de normele de tehnica securității și de condițiile puțului în care se face transportul.

Datorită importanței mari pe care o are acest cablu într-o întreprindere minieră, în articolul de mai jos ne vom ocupa de felul cum trebuie să fie utilizat, întreținut și controlat acest cablu, astfel ca el să poată funcționa în condiții optime.

Spre a oferi totodată și un exemplu concret în această problemă, pe lîngă indicațiile date de literatura de specialitate, vom arăta cazul puțului de extracție cu roată Koepe de la Intreprinderea Carboniferă Petrila. Vom arătat totodată soluțiile și modul în care s-au rezolvat problemele care au survenit în unele împrejurări.

Alegerea cablului cu secțiune potrivită. Cablul folosit la această instalație este un cablu de oțel cu înfășurare paralelă, adică cu toroane înfășurate în același sens în care sînt înfășurate și firele din stratul superior al toroanelor. Avantajul acestei construcții constă în faptul că uzura cablului este mai uniform repartizată și, totodată, aceste cabluri se îndoaie mai ușor decît cele cu răsucirea în cruce.

Numărul toroanelor la aceste cabluri, în general, este de șase, înfășurate în jurul unei inimi din fire de cînepă sau fire de Manilla, al cărei rost este pe de o parte să împiedice accentuarea presiunii între șuvițe și, pe de altă parte, să constituie un rezervor de unsoare necesară ungerii firelor din interior spre exterior, adică tocmai unde ungerea nu se mai face după ce cablul a fost pus în funcțiune. Calitatea oțelului pentru firele cablului, în acest caz, se alege de la 160—180 kg/mm².

In ceea ce privește durata de funcționare a cablului, rezultă că, un rol deosebit de important îl are diametrul firului din șuvițele cablului. Astfel, s-a observat că, două cabluri, care au avut diametrul firului de 3 mm au avut o viață mult mai scurtă decît restul cablurilor care au avut diametrul firului mai mic, respectiv 2,6 sau 2,5 mm. Este indicat, deci, un cablu de extracție cu diametrul firului de 2,5 mm și cu o sarcină de rupere în jurul a 270 000 kg.

Controlînd coeficientul de siguranță, în cazul unui asemenea cablu, obținem la transportul de materiale $\frac{270000}{28784} = 9{,}4$, iar la transportul de persoane $\frac{270000}{20384} = 13{,}2$; deci, cablul corespunde față de coeficientul 8 și 10, cît se cere în cazul roții Koepe.

Altă verificare a cablului înainte de montare se face în laborator, unde se efectuează și proba de întindere și de îndoire a fiecărui fir al cablului. Proba de răsucire a firelor este facultativă. Mai este necesară și proba de rupere totală a cablului de extracție. Această probă, însă, din lipsa unui utilaj corespunzător, nu se poate face la noi în țară decît pentru cabluri de grosime mai mică.

Controlul și examinarea cablului de extracție la roata motoare înainte de montare trebuie să fie cît se poate de exigente. La minele din Westfalia se amintesc cazuri cînd cabluri noi au fos refuzate la recepție.

Montarea cablului. Avînd în vedere greutatea cablului de extracție care se ridică la peste 6 000 kg, operația de montare a cablului este o operație destul de dificilă și de mare răspundere. Pe lîngă acestea, montarea cablului trebuie să dureze cît mai puțin timp, spre a se evita la maximum posibil oprirea transportului pe puț. Montarea primelor cabluri la puțul amintit a durat 48 de ore, în care timp s-au prestat 86 de posturi. Extracția prin acest puț a fost deci paralizată timp de două zile. Mai tîrziu — datorită experienței cîștigate, precum și montării unui troliu special instalat pentru această operație — s-a ajuns la montarea cablului în 24

de ore, iar ultimul cablu s-a montat în 14 ore, prestîndu-se numai 32 de posturi.

Vom arăta deci, pe scurt, numai ultima metodă după care se face montarea cablului, fiind cea mai sigură şi economică.

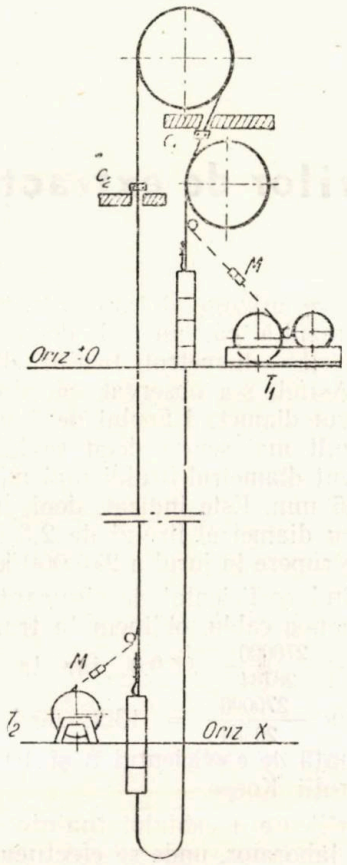


Fig. 1.

Noul cablu se montează pe toba troliului *T* din fig. 1, fixîndu-se bine capătul cablului de axa tobei prin cuple.

După ce s-a înfăşurat cablul pe toba troliului, pe capătul cablului rămas liber se fixează prin turnare cu compoziţie jumătate din manşonul *M*. Cu aceste pregătiri făcute se aşteaptă ziua programată pentru schimbarea şi montarea cablului.

În momentul cînd urmează a se monta noul cablu, se fixează coliviile la cele două orizonturi. Se suspendă de rampe mai întîi colivia de la suprafaţă şi apoi colivia de la orizontul de jos. Se montează după aceasta cuplele de bronz C_1 şi C_2 sub şi deasupra planşelor din turnul puţului. După aceste operaţii urmează desfacerea capetelor cablului vechi din dispozitivele de prindere al colivii. În momentul desfacerii cablului de la colivia de sus, cuplele de bronz îl opresc ca acesta să alunece în puţ. Pe capătul cablului vechi, eliberat de la colivia de sus, se fixează de asemenea prin turnare cu compoziţie cealaltă jumătate a manşonului *N*, iar după terminare se cuplează prin înşurubarea manşonului cablul vechi de cel nou. După aceasta se porneşte troliul în sens invers, pentru a se întinde cele două cabluri cuplate, iar, după ce se demontează cele două cuple C_1 şi C_2, începe montarea propriu-zisă a noului cablu.

Pornindu-se maşina cu viteză redusă şi în acelaşi timp separat troliul *I*, cablul vechi coboară în puţ şi se înfăşoară pe toba T_2, iar cablul nou se petrece peste roata Koepe şi ia locul cablului vechi. În timpul acestei operaţii pe cablul nou se montează succesiv 3—4 juguri cu capetele fixate în ghidajele puţului, care împiedică desfăşurarea cablului nou atunci cînd se va decupla de cablul vechi.

Se montează apoi din nou cele două cuple C_1 şi C_2 în vechiul loc, iar cu ajutorul flăcării de sudură se taie la lungime potrivită capătul cablului nou rămas pe troliu şi se cuplează la organul de legătură al coliviei. La fel se taie, înaintea manşonului, capătul de jos şi se leagă la cealaltă colivie. Montarea cablului nou fiind terminată, se demontează cuplele C_1 şi C_2 şi apoi se deblochează cele două colivii care au fost suspendate de rampe. Pornind maşina în sens invers, se demontează succesiv, în ordine inversă, la rampa de sus, jugurile care s-au montat pe cablu, pentru a împiedica desrăsucirea.

Prin montarea unui alt troliu la orizontul de jos, cu ajutorul căruia să se facă automat înfăşurarea cablului vechi pe tobă, montarea cablului s-ar putea face în timp şi mai scurt, cca. 8—10 ore.

Imediat după montarea noului cablu urmează să se facă drumurile de probă timp de cca. 3—4 ore, cu încărcătură din ce în ce mai mare, pentru a se obţine treptat alungirea cablului.

Înainte de începerea extracţiei pe puţ, în urma alungirii cablului, se va face operaţia de scurtare a cablului. Pentru acest scop se suspendă din nou coliviile la cele două rampe, iar la colivia de la orizontul de jos se desface cablul din organul de legătură şi se prinde mai sus cu lungimea care trebuie scurtat cablul, astfel ca încărcarea vagonetelor să se poată face normal. Alungirea cablului este mai accentuată în primele zile, devenind mai mică cu timpul. Desigur, ea este influenţată de inima vegetală a cablului, de construcţia şi materialul firelor din toroane, precum şi de adîncimea puţului, adică de lungimea cablului.

Controlul şi întreţinerea cablului. Starea cablului de extracţie, precum şi a organelor sale de legătură cu coliviile, se controlează zilnic. Pornindu-se moleta cu viteză redusă de 0,5 m/s, de pe un pod aşezat deasupra secţiunii puţului, cu ajutorul unor cuţite din tablă în formă de foarfecă se controlează starea cablului spre a se observa dacă nu are fire rupte.

În caz că se găsesc fire rupte, cele care ies în afară se retează de la bază, unde trec sub

toron. În momentul opririi roții motoare cu firul rupt deasupra podului de control, se citește pe indicatorul de nivel poziția firului rupt pe cablu și se trece într-o tabelă de evidență a firelor rupte.

Poziția firului rupt se va nota apoi și pe un desen. Pe acest desen, făcut de exemplu la scara 1:100, pentru a se putea marca pe el mai ușor locul firelor rupte găsite la control, se notează din 50 în 50 m distanțele respective, cu o culoare diferită pornind de la un capăt și cu altă culoare pornind de la celălalt capăt al cablului. În acest fel se simplifică mult plasarea firelor pe cablu. Datorită acestui desen se poate ține o evidență precisă a distanțelor dintre firele rupte. În momentul cînd observăm că într-o regiune apar mai multe fire rupte, se măsoară exact lungimea acestei porțiuni pe cablul din desen. În cazul cînd, de exemplu pe o porțiune firele rupte depășesc 5% se interzice transportul de personal pe acest puț, deci cablul urmează a fi schimbat.

În timpul controlului bucățile de fire rupte se adună toate, iar la sfîrșit se face clasificarea lor pentru a se stabili ce procent din ele s-a rupt din cauza oboselii, coroziunii și a fragilității.

Aceste date, furnizate fabricii constructoare a cablului, pot fi de folos pentru fabricarea următoarele cabluri, în scopul măririi timpului de funcționare a cablurilor.

Altă cauză care scurtează viața cablului este lipsa de unsoare cuprinsă în inima vegetală a cablului. Viața cablurilor, a căror inimă nu a putut asigura această ungere, a fost cu mult mai scurtă. Firele din toron au început să se rupă mult prea devreme. La unele din cablurile arătate, care au avut o ungere corespunzătoare, primele fire rupte nu au apărut decît după cca. 4—5 luni, iar la alte cabluri cu inimă necorespunzătoare au apărut fire rupte după cca. 2 luni. Pentru a se evita ruperea timpurie a firelor, la I.C. Petrila s-a uns întreg cablul în exterior, cu toate că la roata motoare această ungere nu este recomandată, spre a nu se produce alunecarea cablului. Spre a se evita totuși această alunecare, ungerea cablului s-a făcut numai după ce cablul a început să fie mai îngropat în căptușeala textilă de pe roată, cînd alunecarea cablului este mai puțin posibilă. Această îngropare a cablului în căptușeală se produce, desigur, numai după un oarecare timp de la montarea căptușelii pe roată.

Atunci cînd alungirea cablului a ajuns să împiedice buna încărcare a vagonetelor în colivie, se face scurtarea cablului cu 150—200 mm, cît este nevoie de obicei, operație care se face așa cum s-a arătat mai sus. De regulă, jumătate din alungirea totală se produce în prima săptămînă de la montarea cablului, trei sferturi în trei săptămîni și restul în șase luni. Orice creștere anormală a alungirii, care se constată mai tîrziu, trebuie considerată ca un indice de nesiguranță a cablului.

Deși executarea în mod regulat a controlului cerut în normele de securitate în vigoare, precum și măsurile luate pentru buna întreținere a cablului arătate mai sus, par a fi satisfăcătoare, părere întărită și de faptul că la cele 12 cabluri folosite pînă în prezent la instalația de la I.C. Petrila nu s-a produs nici o surpriză în timpul funcționării, totuși nu se poate afirma că ele ar fi suficiente. Cu ajutorul mijloacelor folosite în felul arătat nu se poate observa ruptura firelor interioare sau coroziunea firelor interioare, fapt care la un moment dat ar putea provoca totuși o surpriză. Este adevărat că, tocmai pentru acest motiv, precum și pentru motivul că în cazul acestor instalații nu se fac încercări periodice ale cablului, coeficienții de siguranță sînt mai pretențioși. Mai tîrziu, însă, alungirea fiind mai redusă sau chiar deloc, încercările nu se mai pot face, or rezultatul obținut înainte de montare nu este concludent deoarece cablul, atunci cînd s-a luat proba, era încă sănătos.

Cablurile de extracție ale roților motoare Koepe în alte întreprinderi miniere sînt deci supuse și altor controale. În Belgia și în regiunea Saar se execută controlul cablului și prin căscarea toroanelor, astfel ca să se poată vedea starea firelor dinspre interior, precum și starea inimii cablului. Acest control se face de regulă în regiunea de deasupra coliviei. În regiunea Ruhr se face controlul cablului cu ajutorul aparatelor electromagnetice, detectîndu-se astfel punctele cu fire interioare rupte sau corodate. Acest fel de control are prioritate și deci se recomandă.

Ultimele tipuri ale roților motoare Koepe, la care colivia este suspendată de două sau patru cabluri de extracție, corespund desigur și mai mult în ce privește securitatea. Chiar dacă unul din cabluri s-ar rupe în mod inopinat, celelalte cabluri asigură pentru acel moment transportul.

Trecerea extracției la un orizont mai adînc. În cazul cînd extracția producției urmează să treacă la un alt orizont mai adînc, la mașinile de extracție cu tobe cilindrice problema este rezolvată ușor. Dacă acest moment încă nu a sosit, pe tobele mașinii s-au putut monta cabluri cu lungimi corespunzătoare, rămînînd pe tobe plusul de cablu destinat pentru viitorul orizont. În momentul cînd se face trecerea la orizontul mai adînc, printr-o simplă cuplare la noul orizont se poate începe extracția. Desigur că nu același lucru se poate face în cazul roții Koepe. La această mașină continuarea extracției de la un orizont mai adînc nu se poate face decît montîndu-se un nou cablu de extracție cu lungimea mărită pentru noul orizont. Dacă mutarea la noul orizont urmează să se facă la un scurt timp după montarea cablului,

înseamnă că acest cablu trebuie să fie demontat şi înlocuit cu altul, ceea ce constituie o mare pierdere pentru întreprindere.

La Întreprinderea Carboniferă Petrila această problemă a fost însă rezolvată în felul următor:

La începutul anului în care urma să se facă trecerea de la orizontul *VIII* la orizontul *X*, adică cu 100 m mai în jos, dată care nu se poate anticipa precis, s-a montat cablul cu lungimea mărită. Plusul de cablu, care urma să fie folosit de la orizontul *VIII* la orizontul *X*, înfăşurat în spire, s-a prins într-un dispozitiv deasupra celor două colivii. Cablul s-a prins deci în organele de legătură a coliviilor, cu 50 m mai sus de capete.

In acest fel extracţia de la orizontul *VIII* s-a făcut timp de cîteva luni. In ziua cînd a sosit trecerea transportului la orizontul *X*, după ce s-au desprins legăturile la cablu, cu ajutorul unei macarale una din colivii a fost coborîtă de la orizontul *VIII* la orizontul *X* şi cablul a fost prins de colivii la capete. Urmărindu-se cu atenţie în restul timpului de funcţionare regiunea cablului unde a fost prins în aparatul de suspensie al coliviei, nu s-a observat nici o rupere de fire anormală.

B. Tamburi cilindrici

In cazul celorlalte maşini de extracţie cu tamburi cilindrici care formează majoritatea instalaţiilor noastre de extracţie, asigurarea unei securităţi depline încă reclamă o supraveghere minuţioasă şi continuă a cablurilor de extracţie. Cablurile de oţel folosite la aceste

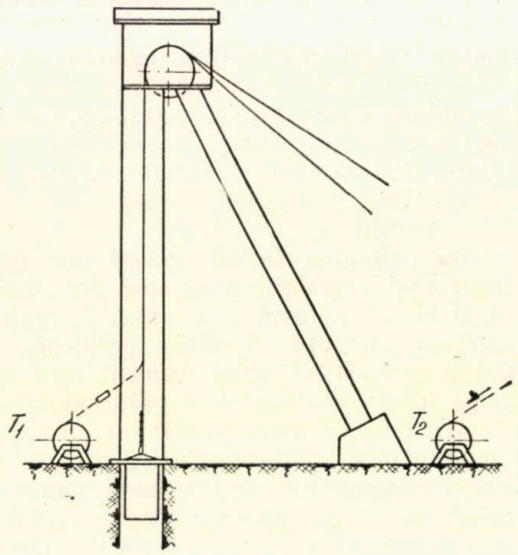


Fig. 2.

instalaţii sînt tot de construcţie paralelă. Rezistenţa la rupere pentru puţurile secundare se alege 130—160 kg/mm².

Montarea. Montarea cablului la instalaţie, avînd de altfel o greutate cu mult mai mică, este o problemă cu mult mai uşoară decît montarea cablului pe roata motoare Koepe, făcîndu-se totodată în timp cu mult mai scurt. Şi în aceste cazuri pentru montarea cablului nou se blochează colivia la rampa puţului, aşa cum se arată în fig. 2.

După aceasta se eliberează cablul vechi din organul de legătură al coliviei şi se cuplează cu capătul cablului nou de pe toba T_1. Pornindu-se maşina, se trage deci capătul cablului nou peste moletă pînă ajunge în casa maşinii. Se despart apoi cele două capete ale cablurilor nou şi vechi, iar capătul cablului vechi se scoate din nou pe fereastra peretelui casei maşinii, se trage de el şi maşina funcţionînd, el se înfăşoară pe toba T_2, după ce s-a eliberat şi capătul care a fost prins de toba maşinii. Legîndu-se de tobă capătul cablului nou, cu ajutorul maşinii se înfăşoară pe tobă, iar capătul rămas la rampă se prinde în organul de legătură al coliviei. In acest fel, noul cablu este instalat şi gata de funcţionare.

După montarea cablului va trebui să funcţioneze de asemenea minimum trei ore la transport de material şi, numai după aceste drumuri de probă, va fi admis transportul de personal. După ce cablul se alungeşte, se face o nouă cuplare a tobei mobile pe ax, astfel ca încărcarea vagonetelor la rampe să se poată face în mod normal.

O dată la 24 de ore, înainte de transportul personalului, se va face controlul cablului.

Control şi întreţinere. Controlul firelor rupte se face la fel cum s-a arătat la cablul roţii motoare Koepe. In regiunile suspecte ale cablului, din timp în timp, se va face un control şi mai amănunţit, după ce în aceste locuri cablul s-a curăţat de unsoare. Ungerea cablului, spre a-l feri de rugină, se va face după necesitate, mai des în cazurile puţurilor umede. Acolo unde pericolul de rugină primează asupra rezistenţei cablului, unde instalaţiile de extracţie nu sînt folosite în plin, unde în puţ sînt ape sărate şi acide, se pot folosi cabluri cu fire zincate. Atît înainte de montare, cît şi la trei luni la puţurile care funcţionează permanent şi la şase luni la puţurile care funcţionează din timp în timp, se va tăia din capătul cablului de deasupra legăturii coliviei cîte un metru.

Concluzii

Pentru a asigura buna funcţionare a cablurilor de extracţie, precum şi pentru mărirea duratei de funcţionare, sînt necesare următoarele măsuri:

— Se va respecta cu regularitate programul controlului cablului, precum şi al tăierilor de cablu, pentru încercările de laborator. Făcîndu-se aceste operaţii, precum şi verificarea coeficienţilor de siguranţă, se poate aminti cazul din ultimii ani cînd într-o perioadă de 18 ani

la minele din Valea Jiului nu s-a înregistrat nici o rupere inopinată de cablu.

— Toate accidentele şi controalele cablurilor se vor trece în registrul puţurilor respective, care conţine toate datele referitoare la cablurile de extracţie.

— Se va respecta raportul admis între diametrul firelor din cablu şi diametrul organelor de înfăşurare şi molete.

— Se va controla periodic şi se va asigura buna funcţionare a amortizoarelor dintre colivie şi cablu, precum şi a frînelor.

— Se vor întreţine în stare bună ghidajele din puţ, păstrînd tot timpul ecartamentul regulamentar. În cazul roţilor motoare se recomandă ca la fiecare schimbare a cablului să se schimbe sensul de înfăşurare, adică o dată să fie pus un cablu dreapta, iar data următoare un cablu stînga, pentru a se asigura astfel o uzură cît mai uniformă a ghidajelor.

— Se va evita pornirea şi oprirea bruscă a maşinilor de extracţie, fapt care are repercusiuni vătămătoare asupra cablurilor, putînd provoca chiar ruperea lor.

— Se vor feri cablurile de umezeală, adică se va capta apa care ar exista în puţ, spre a evita spălarea unsorii de pe cablu şi ruginirea lui.

— Mai ales în cazul roţilor motoare Koepe şi al folosirii cablurilor mai importante, întreprinderea care foloseşte aceste cabluri va ţine legătură cu fabrica constructoare, căreia îi va furniza toate datele necesare construirii cablului, precum şi observaţiile culese în timpul funcţionării cablurilor precedente.

— Se va insista asupra inimii vegetale care va trebui să fie din cînepă de bună calitate, dacă e posibil de Manilla, şi care va trebui să conţină — 30% din greutatea ei — unsoarea necesară întreţinerii cablului în timpul funcţionării. Impletirea unui cablu cu diametrul de 65 mm şi lungimea de cca. 450 m executîndu-se în timp de 2—3 zile, este recomandabil să se facă şi în prezenţa unui delegat al clientului. Se va da o atenţie deosebită fabricării cablului în regiunile 50—90 m de la capetele cablului, regiuni încadrate în perioada de accelerare a maşinii, unde apare de regulă cel mai mare număr de fire rupte şi hotărăsc schimbarea cablului. Pentru a se asigura buna funcţionare a cablului, paralel cu controlul cablului se vor urmări tot timpul starea ghidajelor, umezeala puţului, diagrama vitezelor de extracţie şi starea frînelor maşinii.

Controlul riguros şi o bună îngrijire a cablului de extracţie aduc cu sine asigurarea extracţiei de personal şi a producţiei ce se face cu acel cablu, mărindu-se totodată şi durata de funcţionare a cablului, fapt care reduce preţul de cost al produsului extras.

Bibliografie

[1] *Kiselev V. I.:* Mecanica minieră.
[2] *Gornopolski A. I.:* Manualul mecanicului de la instalaţiile miniere de extracţie.
[3] *Duruy Maurice:* Annales des Mines, 15 sept. 1955.
[4] ***: Manualul inginerului de mine, vol. III.
[5] *Lucas Mihail:* Maşini miniere.
[6] ***: Norme de tehnica securităţii. Minele de cărbuni şi nisipuri bituminoase.

Probleme actuale ale învățământului minier

In condițiile construirii socialismului, industria minieră reprezintă una dintre ramurile principale ale economiei naționale. In continua sa dezvoltare, ea are sarcina să asigure materii prime și auxiliare industriei grele, baza creșterii și dezvoltării neîntrerupte a economiei noastre socialiste.

Sarcini deosebit de importante, trasate de către Congresul al II-lea al P.M.R., îi revin industriei miniere în cel de-al doilea plan cincinal. Partidul și Guvernul atribuie, în acest sens, o mare atenție dezvoltării industriei miniere, urmărind — o dată cu aceasta — continua îmbunătățire a condițiilor de muncă și a ridicării bunei stări materiale a muncitorilor, tehnicienilor și inginerilor din acest sector.

Pentru progresul tehnic, pentru introducerea mijloacelor mecanizate și folosirea lor în condiții optime, este nevoie de existența unor cadre de muncitori calificați și de tehnicieni bine pregătiți din punct de vedere teoretic și practic.

Regimul democrat popular a creat condiții pentru buna pregătire a cadrelor de muncitori și tehnicieni. Anual, pe băncile școlilor profesionale, tehnice, de maiștri, cum și la cursuri de calificare, intră mii de tineri care doresc să-și însușească meseria de miner, sau să se perfecționeze în această meserie.

Dacă în trecut, în condițiile de exploatare capitalistă, învățământul minier era reprezentat doar în cîteva centre și îngloba un număr redus de elevi, astăzi învățământul minier este răspîndit pe întreaga industrie minieră și organizat în conformitate cu principiul repartiției teritoriale. Factorul care predomină în organizarea învățământului minier și care imprimă proporționalitate școlarizării este planul de producție și necesitatea cadrelor calificate capabile să-l realizeze.

Invățământul minier a înregistrat o serioasă cotitură, o dată cu apariția H.C.M. nr. 91/1955, prin care s-au stabilit bazele organizării școlilor profesionale de ucenici, a școlilor tehnice și tehnice de maiștri.

Iată, de exemplu, cîteva cifre reprezentative, care ne ilustrează dezvoltarea învățământului profesional și tehnic de maiștri după apariția H.C.M. nr. 91.

In anul școlar 1954—1955, au existat la școlile profesionale de ucenici 798 de elevi. După apariția H.C.M. nr. 91, se înregistrează o creștere, numărul elevilor dublîndu-se. Astfel, în anul școlar 1955—1956, au existat 1 480 de elevi, în anul 1956—1957, 1 885 de elevi și — în sfîrșit — în anul 1957—1958, 2 300 de elevi. O creștere similară s-a înregistrat și la școlile tehnice de maiștri, care au luat ființă numai după apariția acestei hotărîri.

La școlile tehnice, cifra de școlarizare reflectă necesitățile de tehnicieni în unele specialități, ca : normare, topografie, geologie, proiectări etc.

In cadrul învățământului minier, a luat ființă și o nouă formă, care este destinată pregătirii exclusive a minerilor și a ajutorilor minieri. Această formă de învățământ înlocuiește fostele școli S.F.U. și, în prezent, constituie baza calificării de muncitori și ajutori minieri.

Școlile de mineri au luat ființă prin H.C.M. nr. 2719 din 1955, ele avînd o durată de un an.

De la apariția hotărîrii și pînă în prezent, au absolvit circa 1 600 de elevi, care au dat rezultate bune în producție.

★

Pentru îmbunătățirea continuă a învățământului minier, Ministerul Minelor a organizat la Petroșani în zilele de 11—12 ianuarie a.c. consfătuirea pe țară a școlilor profesionale, tehnice și tehnice de maiștri și a școlilor miniere.

Privită în ansamblu, ordinea de zi a acestei consfătuiri reflectă problemele cele mai importante și actuale ale învățământului tehnic minier. Ea a cuprins o serie de referate și rapoarte care au constituit, pe de o parte, bilanțul activității multilaterale a școlilor, de la reorganizarea lor, iar pe de altă parte, au prezentat experiența școlilor fruntașe, cum și succesele obținute de acestea în calificarea cadrelor de muncitori și tehnicieni.

Din raportele susținute și din discuțiile purtate, au reieșit o serie de probleme referitoare la dezvoltarea învățământului, probleme în legătură cu baza materială și cu perspectivele de viitor ale școlarizării, în raport cu sarcinile planului de producție al industriei miniere.

Ceea ce a străbătut însă ca un fir roşu întregul volum al discuţiilor a fost problema ridicării calificării la un nivel cît mai înalt pentru toate formele de învăţămînt, în condiţiile asigurării şi îmbunătăţirii continue a bazei materiale.

★

Rapoartele discutate în consfătuire au scos în evidenţă importanţa planurilor de învăţămînt şi a programelor şcolare în desfăşurarea procesului instructiv-educativ.

Ţinînd seamă de specificul industriei miniere, ele reflectă volumul cunoştinţelor necesare muncitorilor calificaţi, cum şi maiştrilor şi tehnicienilor care trebuie să lucreze în acest sector.

Serviciul învăţămînt din Ministerul Minelor a analizat, în cursul anului 1957, propunerile făcute de către colectivele de profesori şi ingineri, de şcoli şi întreprinderi şi a elaborat aceste planuri şi programe şcolare, studiind, în acelaşi timp, un vast material documentar sovietic şi din celelalte ţări de democraţie populară, pus la dispoziţie de Ministerul Învăţămîntului şi Culturii.

Un deosebit accent s-a pus pe partea de instruire practică a ucenicilor şi a elevilor acestor şcoli, ţinînd seamă că lucrările practice trebuie să dezvolte interesul tehnic al ucenicilor, dragostea de profesie, deprinderile organizatorice şi tehnice ale viitorilor maiştri.

Consfătuirea a reliefat părţile pozitive ale acestor documente de bază în şcoli, dar a arătat — în acelaşi timp — ce ar mai trebui să facă Ministerul Minelor, pentru ca — într-adevăr — planurile şi programele, ţinînd pas cu dezvoltarea tehnică şi cu pedagogia modernă, să asigure calificarea în bune condiţii a ucenicilor şi a elevilor.

Deosebit de importante au fost propunerile făcute de către profesori şi maiştri instructori, de a se pune accentul pe corelaţia ce trebuie să existe între temele prevăzute la diferite discipline teoretice de specialitate şi temele la partea practică. Aceste condiţii, principial, pentru asigurarea înlănţuirii logice a cunoştinţelor teoretice cu deprinderile practice trebuie însă căutate nu numai în programele şcolare elaborate de Minister, ci — în special — în planurile calendaristice trimestriale pe care le alcătuiesc profesorii şi maiştrii instructori. In acest sens, este foarte important ca planificarea disciplinelor de specialitate şi a practicii să se facă în comun de către profesorii care predau aceste materii şi maiştrii instructori.

A fost scoasă în evidenţă, în mod deosebit, problema planurilor de lecţii. Este ştiut că majoritatea profesorilor care predau obiecte de specialitate sînt ingineri mineri, cu funcţia de bază în producţie. Majoritatea acestora sînt bine pregătiţi în specialitatea lor şi ştiu să îmbine în mod armonios lecţiile teoretice cu practica în producţie. Dar, nu este suficient ca ei să fie la curent cu ultimele procedee tehnologice, maşini moderne sau metode avansate de muncă. Trebuie, în acelaşi timp, să ştie să cîştige atenţia ucenicilor şi a elevilor, să le facă lecţia atractivă şi interesantă. Or, pentru acest lucru, profesorul trebuie să se pregătească, alcătuind planuri de lecţii care să oglindească părţile esenţiale ale lecţiei respective. S-au evidenţiat profesorii grupului şcolar Brad, Lupeni, Petroşani, care au reuşit, printr-o muncă perseverentă, să-şi îmbogăţească experienţa predării lecţiilor. Nu acelaşi lucru putem spune despre profesorii şcolilor din Ghelar, Comăneşti, care alcătuiesc planuri de lecţii formale, sau nu le alcătuiesc de loc, iar calitatea lecţiilor ţinute de către aceştia lasă foarte mult de dorit.

Consfătuirea a reliefat, de asemenea, situaţii destul de frecvente la şcolile din Baia Mare şi din Comăneşti, cînd profesorii cumularzi neglijează total orele de curs.

Problema ridicată de foarte mulţi profesori, delegaţi la conferinţă, de a se încadra cadre didactice cu funcţia de bază la şcoală, rezolvă numai parţial îmbunătăţirea calităţii lecţiilor, deoarece legătura cu practica este o condiţie esenţială pentru ca viitorii muncitori calificaţi şi maiştrii să ţină pasul cu dezvoltarea tehnicii.

Va trebui ca directorii şcolilor, printr-o muncă susţinută şi ajutaţi de conducerea exploatărilor şi a întreprinderilor, să atragă cît mai mulţi ingineri, dintre cei mai buni şi cu dragoste pentru creşterea cadrelor tinere, să-i pregătească cu răbdare prin toate metodele cunoscute (cercuri pedagogice, interasistenţă, lecţii deschise etc.), pentru ca aceştia să rezolve cît mai bine problemele instructiv-educative, să prezinte în faţa clasei lecţii cît mai clare, mai vii, iar elevii să poată asimila cît mai uşor cunoştinţele predate.

Foarte mult discutată a fost problema materialului didactic şi a manualelor şcolare, adică acele elemente care dau un ajutor efectiv învăţămîntului teoretic şi practic. Este incontestabil că elevii grupurilor şcolare Brad, Lupeni, Petroşani învaţă mai uşor şi înţeleg mai bine noţiunile teoretice lucrînd în laboratoare şi în cabinete tehnice bine utilate, studiind direct ei înşişi maşinile miniere sau aparatajul electric antigrizutos cu care vor lucra mai tîrziu în producţie. Nu acelaşi lucru se poate spune despre şcolile din Cîmpulung sau Ghelar, care — deşi au posibilităţi reale de a folosi materialul didactic — totuşi lecţiile sînt lipsite de viaţă, tocmai pentru că aceste posibilităţi nu se transformă în realitate.

Majoritatea şcolilor au scos în evidenţă lipsa manualelor şcolare. In momentul de faţă, manualele existente nu mai corespund noilor programe şcolare. Ministerul Minelor a luat iniţiativa elaborării unui mare număr de manuale.

Problema editării lor întîmpină încă unele dificultăți de ordin tehnic. Putem cita ca exemplu manualul Mecanicului de Mină, care, deși a fost predat de către autor Editurii Tehnice încă din octombrie 1956, nici pînă astăzi nu a fost tipărit și trimis școlilor.

Serviciul învățămînt al Ministerului Minelor, împreună cu organele de resort din Editura Tehnică, va trebui să depună toate eforturile pentru ca manualele incluse în plan să fie tipărite în cel mai scurt timp și să fie date elevilor în folosință. De altfel, acesta constituie unul dintre punctele principale ale planului de măsuri pe care consfătuirea l-a adoptat.

Consfătuirea a reliefat efortul depus de unele școli (Baia Mare, Filipești, Brad) și, în special, munca depusă de profesorii respectivi, care, dînd curs apelului lansat de Ministerul Minelor, au întocmit cursuri de uz intern, care vor fi multiplicate prin grija trustului și a direcțiilor generale de care aparțin. Exemplul lor trebuie să fie urmat și de celelalte școli, cu cadre didactice bine pregătite, dar care nu au fost suficient de antrenate în această muncă de conducere a școlilor respective (Petroșani, Cîmpulung).

Educarea în spirit comunist a viitorilor muncitori și tehnicieni a fost foarte viu dezbătută de către directorii și profesorii prezenți la consfătuire.

Conlucrarea între conducerile școlilor, organizațiile de partid și U.T.M. a dus la succese deosebite în munca de educare a tinerilor din școlile de la Lupeni, Petroșani, Brad, Cîmpulung etc.

Ajutorul dat de organizațiile de partid și U.T.M. pentru realizarea sarcinilor de calificare depinde în foarte mare măsură de modul în care directorii, profesorii și educatorii știu să dezvolte tendința către activitatea creatoare a ucenicilor și a elevilor, să le dezvolte inițiativa și dragostea față de meseria aleasă.

Diriginții școlilor au sprijinit ridicarea nivelului ideologic al muncii organizațiilor U.T.M. Prin munca lor de zi cu zi, s-a reușit ca utemiștii să fie fruntași la învățătură și disciplină.

Un rol deosebit în ridicarea nivelului de cunoștințe politice — condiție esențială pentru ca ucenicii să-și îndeplinească cît mai conștiincios obligația lor principală de a învăța — îl au lecțiile de educație politică. În acest sens, au fost scoase în evidență succesele obținute de către școlile din Cîmpulung, Lupeni și Petroșani.

★

O problemă care a fost mult discutată și căreia i s-a atribuit un loc important în planul de măsuri a fost aceea a planului de școlarizare. S-a ridicat în cadrul discuțiilor nu numai problema școlarizării actuale, dar și a celei de perspectivă. Delegații la consfătuire, fie că erau reprezentanții întreprinderilor, fie că reprezentau grupuri școlare, au încercat să releve legătura strînsă ce trebuie să existe între planul de școlarizare, nivelul producției și condițiile de practică.

În privința asigurării unei stabilități în producție a absolvenților, s-a luat o serie de măsuri începînd chiar cu planul de școlarizare existent.

Astfel, se constată că, avîndu-se în vedere necesitățile de cadre calificate pentru producție, în planul de școlarizare meseriile cu caracter specific minier dețin o pondere însemnată. De exemplu, dintre cele 16 meserii ce se școlarizează în școlile profesionale, 5 meserii specifice (electricieni de mină, mecanici de mină, mineri și preparatori de minereuri) dețin 67% din numărul elevilor existenți.

Cu toate acestea, fluctuația numărului de elevi absolvenți nu este atenuată complet. Inițial, acest lucru nici nu putea fi realizat, deoarece școlarizarea — așa cum au relevat delegații la conferință — nu s-a făcut în strictă conformitate cu principiul recrutării teritoriale și tocmai acest principiu a fost mult discutat și el va constitui, alături de alți indicatori, baza școlarizării de perspectivă.

Se pune, deci, problema că școlarizarea unor meserii sau specialități (în cadrul școlilor tehnice și tehnice de maiștri) să fie făcută în raport direct cu planul de producție, cu recrutarea teritorială și cu posibilitățile de practică subterană și la suprafață. Școlarizarea în funcție de planul de producție a fost considerată de participanții la consfătuire ca punctul de bază. Planul de producție asigură simultan două condiții de școlarizare proporțională pentru un viitor apropiat sau în perspectivă. Astfel, prima condiție este aceea că un raport just între planul de producție și planul de școlarizare oferă posibilitatea absorbirii absolvenților, în funcție de disponibilitățile reale ale întreprinderilor. Absolvenții școlilor, plasați astfel în locuri corespunzătoare pregătirii lor, se stabilesc în întreprinderile respective, contribuind la atenuarea fluctuației forțelor de muncă. A doua condiție se referă la faptul că nivelul producției asigură locuri de muncă suficiente pentru practica în producție a elevilor.

În acest sens, a reieșit din discuțiile purtate rolul important pe care-l au întreprinderile și exploatările în buna organizare a practicii. Trustul minier Baia Mare și exploatarea Filipești trebuie să dea dovadă de mai multă preocupare pentru îmbunătățirea condițiilor de practică a ucenicilor din școlile profesionale.

În legătură cu aceasta, serviciile de specialitate din Minister, direcțiile generale și întreprinderile au luat hotărîrea de a efectua un sondaj statistic, în care să studieze, în funcție de planul de producție, în funcție de numărul muncitorilor stabili și de locurile de practică, vechime pe categorii de meserii, planul școlarizării pînă în anul 1965, la toate formele de învățămînt tehnic minier.

Studiul acestor indicatori vine să completeze ceea ce numim studiul recrutării elevilor în şcoli, conform principiului teritorial, pentru asigurarea întreprinderilor cu muncitori calificaţi ce se află în raza cea mai apropiată acestora. Aceasta va transforma planul de şcolarizare într-un instrument real de calificare şi va da posibilitatea restrîngerii sau lărgirii unor profiluri de învăţămînt, în funcţie de cele enunţate.

★

Baza materială a şcolilor constituie, fără îndoială, un factor care concură la desfăşurarea normală a învăţămîntului minier. Cu prilejul consfătuirii, s-a făcut o trecere în revistă a realizărilor obţinute în acest domeniu. Dotarea cu materiale didactice şi de laborator a unor grupuri şcolare, ca Brad, Baia Mare, Lupeni, Petroşani, a oferit acestora posibilitatea obţinerii unor rezultate frumoase pe linie de învăţămînt.

In ce priveşte condiţiile de cazare şi de hrană, deşi mai sînt încă unele lipsuri, s-au realizat totuşi lucruri demne de relevat. S-au amenajat la toate şcolile cămine şi cantine corespunzătoare, cum şi cluburi şi biblioteci care deservesc elevii în timpul liber. Dar, timpul liber nu este folosit numai în bibliotecă, el este utilizat în mod creator la cercurile artistice, unde elevii, fie că pregătesc un festival, fie că studiază cu profesorii de specialitate un instrument muzical. Exemple elocvente reprezintă şcolile din Iacobeni, Vatra Dornei, Lupeni, Petroşani, Cîmpulung-Muscel.

Sînt însă unele situaţii cînd condiţiile de desfăşurare normală a procesului de învăţămînt sînt afectate de însuşi spaţiul locativ. In cadrul consfătuirii, s-a arătat că Grupul Şcolar din Petroşani nu are un local unic în care să-şi ducă activitatea după un program centralizat.

Trebuie să menţionăm că Ministerul Minelor acordă o deosebită atenţie dezvoltării bazei materiale, atît în ce priveşte spaţiul locuibil, cît şi în ce priveşte dotarea şcolilor cu materiale didactice, instrumente de laborator, instrumente muzicale etc.

Consfătuirea şcolilor miniere, profesionale, tehnice şi tehnice de maiştri din reţeaua Ministerului Minelor a subliniat încă o dată importanţa calificării cadrelor de muncitori şi de tehnicieni pentru creşterea producţiei şi a productivităţii muncii, cum şi pentru scăderea preţului de cost în industria minieră.

Insemnătatea pe care o au şcolile Ministerului Minelor pentru industria minieră impune întreprinderilor şi exploatărilor care tutelează aceste şcoli atît o atenţie specială faţă de ele, cît şi controlarea şi analizarea periodică a activităţii lor.

Organizaţiile de partid din întreprinderile tutelare de şcoli sînt chemate să acorde un sprijin eficient şcolilor miniere, şcolilor profesionale, tehnice şi tehnice de maiştri, să fie în permanenţă la curent cu nevoile acestora, şi să se ocupe în mod deosebit de practica elevilor în producţie, de pregătirea profesională şi de educarea politico-ideologică a acestora.

P. Rădulescu şi I. Teich

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Considerații asupra sistemului de clasificare internațională a huilelor, și asupra metodelor ISO de determinare a proprietăților respective *)

Ing. N. Duinea

Datorită importanței ei, atît din punct de vedere științific cît mai ales practic, problema clasificării cărbunilor a preocupat, încă de la primele studii efectuate asupra lor, pe cercetătorii în materie din toate țările.

In decursul vremii, s-au emis de către cercetătorii din fiecare țară interesată în această problemă nenumărate păreri și propuneri privind sistemele de clasificare.

Din multe motive, clasificările naționale folosite în diferite țări sînt suficiente cel mult pentru determinarea tipurilor de cărbuni proprii, dar, în discuțiile asupra cărbunilor pe scară internațională, aceste clasificări nu conduc la o înțelegere completă.

O dată cu adîncirea cercetărilor asupra utilizării complexe a cărbunilor în toate țările, problema clasificării unice și a standardizării metodelor de lucru pe scară internațională a devenit mai acută, conducînd — în anul 1949 — la formarea, în scopul reglementării acestor probleme, a unui Comitet pentru Cărbune în cadrul Comisiei pentru Europa a Organizației Națiunilor Unite.

Clasificarea propusă de către Grupul de clasificare din cadrul comisiei amintite, care face obiectul acestui raport, se referă numai la huile și se bazează pe determinarea unor proprietăți analitice caracteristice și a proprietății de cocsificare a cărbunilor studiați.

Alegerea judicioasă a parametrilor folosiți în această clasificare, atît a celor analitici (cifra de materii volatile și puterea calorică), cît și a celor ce caracterizează proprietatea de cocsificare a cărbunelui (indicele de umflare liberă, indicele Roga, deformația în timpul cocsificării și tipul de cocs după Gray King) face din clasificarea internațională cel mai bun sistem existent de clasificare a huilelor.

Avantajele pe care le prezintă „Sistemul de clasificare internațională a huilelor", față de toate sistemele de clasificare naționale, sînt următoarele :

1. In alegerea parametrilor de clasificare, se pune accentul pe parametrii ce caracterizează însușirea de cocsificare, care este proprietatea cea mai importantă a huilelor, din punct de vedere tehnic.

2. Determinarea calității cărbunelui se face printr-un singur număr de trei cifre (nr. de cod), care caracterizează în limite foarte înguste proprietățile cărbunelui alese ca parametri de clasificare, spre deosebire de vechile clasificări în care huilele sînt împărțite într-un număr relativ redus de categorii (maximum opt în proiectul polonez de clasificare), stabilite pe baza unor limite largi de variație a parametrilor de clasificare aleși.

Datorită numărului de categorii redus și limitelor largi de variație a parametrilor în cadrul fiecărei categorii, acestea — de cele mai multe ori — se întrepătrund, dînd naștere la confuzii.

3. Numărul mare de tipuri de huile (63), care compun „Sistemul de clasificare internațională" permite caracterizarea — prin cîteva numere de cod — a unui zăcămînt, oricît de variat ar fi el, ceea ce este imposibil în cazul clasificărilor naționale. De exemplu, mina Lupeni prezintă o gamă foarte întinsă a calității cărbunilor (de la foarte slab cocsificabili, pînă la cărbuni cu proprietate de cocsificare excepțională), uneori chiar în cadrul aceluiași strat și bloc. Din această cauză, denumirea de Lupeni stratul *x* blocul *y* putea da naștere la o concluzie confuză sau chiar greșită asupra calității cărbunelui respectiv, pe cînd denumirea de Lupeni tipul *x* dă indicații precise asupra proprietăților principale ale cărbunelui cercetat.

4. Aplicarea, în practica comercială, a clasificării internaționale este foarte comodă pentru omogenizarea calității șarjelor înfurnate, de oarece cărbunii trimiși la cocsărie sînt priviți numai ca numere de cod, a căror amestecare

*) Se supune discuției în cadrul revistei.

pentru compunerea şarjei devine o problemă foarte simplă. Această uniformizare a proprietăţilor de cocsificare a şarjelor înfurnate conduce la uniformizarea calităţii cocsului obţinut.

5. Metodele ce stau la baza „Sistemului de clasificare internaţională" a cărbunelui sînt pe cale de a fi standardizate pe plan internaţional, astfel încît valorile obţinute vor avea o valabilitate corespunzătoare, ceea ce nu era cazul în nici una dintre clasificările naţionale, în care diferitele caracteristici studiate erau determinate în condiţii diferite, creînd confuzii mai mult sau mai puţin grave.

În laboratoarele ICEMIN, au început să fie experimentate metodele propuse pentru standardizarea pe scară internaţională, încă din anul 1953.

Pînă în prezent, sînt aplicate la studierea însuşirilor huilelor din R.P.R., în vederea încadrării lor în clasificarea internaţională, toate metodele necesare acesteia (materii volatile, putere calorifică, indicele de umflare liberă, indicele de aglutinare Roga, tipul de cocs după Grary King, afară de deformaţia din timpul zonei de plastifiere, care — în absenţa unui dilatometru Audibert-Arnu (metoda standardizată) — s-a executat cu ajutorul dilatometrului Kattwinkel-Baum-Shimomura.

Concluziile ce se desprind din studiile efectuate asupra metodelor ISO sînt următoarele:

A. Grupa indicilor proprietăţilor fizice şi chimice

I şi *II*. Pînă la standardizarea internaţională a condiţiilor de lucru, determinarea cifrei de materii volatile şi a puterii calorifice se făcea în ţara noastră, conform metodelor stipulate în STAS 5268/56, respectiv 5269/56.

B. Grupa indicilor de aglutinare

Pentru determinarea însuşirii de cocsificare, se utilizează metode în care pirogenarea cărbunelui se face rapid (în mai puţin de 15 minute, indicele de umflare liberă şi indicele Roga) şi metode în care pirogenarea cărbunelui se face relativ lent 2—4°C/min (determinarea deformaţiei cărbunelui în timpul zonei de plastifiere cu aparatul Audibert-Arnu şi determinarea tipului de cocs cu aparatul Grary King).

Primul tip de pirogenare (încălzirea cărbunelui în absenţă de aer) a fost numit în mod convenţional „aglutinare", iar al doilea tip de pirogenare a fost numit „cocsificare".

Primii doi parametri măsoară, deci, „puterea de aglutinare" a unui cărbune, iar următorii măsoară „puterea de cocsificare".

Trebuie menţionat că indicaţiile cele mai sigure sînt date de indicii de cocsificare, deoarece se întîmplă, uneori (mai ales în cazul huilelor tinere), ca indicele de aglutinare să dea indicaţii mai favorabile decît cel de cocsificare, adică cocsul obţinut printr-o pirogenare rapidă este mai bun decît cel obţinut printr-o pirogenare lentă, care însă reprezintă situaţia din cuptoarele industriale.

III. Indicele de umflare liberă în creuzet. Determinarea se execută încălzindu-se 1 g de cărbune timp de 7 min, la temperatura de 820°C.

Comitetul Tehnic 27 al Organizaţiei Internaţionale de Normalizare (ISO) propune, pentru încălzirea creuzetului cu cărbune, un arzător Teclu sau un arzător Meker. În laboratoarele ICEMIN, s-au încercat aceste două arzătoare paralel cu utilizarea unui cuptor electric cu dispozitiv de reglarea temperaturii.

În urma rezultatelor obţinute, considerăm că utilizarea cuptorului electric asigură o precizie mult mai mare a determinării decît arzătoarele de gaz, prin realizarea unei temperaturi constante de 820°C.

IV. Indicele de aglutinare Roga. Acest parametru, utilizat pentru determinarea directă a puterii de legare a huilelor, s-a dovedit, din cercetările efectuate asupra metodei sale de determinare, a fi cea mai bună metodă de studiere a acestei proprietăţi.

Singurele două deficienţe ale metodei, găsite în urma studierii metodei în laboratoarele ICEMIN, sînt următoarele:

1. Utilizarea ca material inert a unui antracit tip, provenit dintr-o anumită mină din R.P.P. Acest inconvenient a fost înlăturat prin găsirea în ţara noastră a antracitului de Schela, cu aceleaşi proprietăţi ca şi cele indicate de către literatura de specialitate pentru antracitul polonez. Rămîne, totuşi, de verificat dacă comportarea antracitului de Schela, ca material inert, este identică cu cea a antracitului standardizat. Această verificare nu s-a putut face pînă acum, din cauza lipsei materialului polonez indicat.

2. Dezavantajul principal al metodei, care îi imprimă un caracter accentuat de subiectivism, mai ales în cazul cărbunilor slab cocsificabili, este prima cernere înainte de darea la tobă. Această operaţie, al cărei rezultat influenţează direct rezultatul determinării, este indicată în al doilea anteproiect ISO astfel: „Se va trece apoi cocsul din creuzet pe o sită cu ochiuri rotunde cu diametrul de 1 mm. Se vor reintroduce în creuzet particulele de cocs reţinute pe sită şi se va determina greutatea acestora cu precizie de 0,01 g". Această exprimare este incompletă, deoarece nu dă nici o indicaţie asupra modului în care trebuie să se efectueze această cernere.

În cazul cărbunilor slab aglutinanţi, în special, şi într-o măsură mult mai mică în cazul cărbunilor ce cocsifică bine, refuzul pe sita de 1 mm este funcţie de timpul şi de intensitatea cernerii, putînd da naştere la erori foarte mari.

Pînă în prezent, nu s-a putut aduce altă îmbunătăţire efectuării acestei operaţii, decît fixa-

rea unui număr de mişcări de du-te-vino ale sitei ce conţine butonul de cocs. Acest număr rămîne însă arbitrar, atît ca valoare, cît şi ca intensitate a mişcărilor.

C. Grupa indicilor de cocsificare

V. Determinarea deformaţiei cărbunelui în timpul zonei de plastifiere cu dilatometrul Audibert-Arnu. Scopul determinării este de a da o apreciere a capacităţii de cocsificare a unei huile, sau a unui amestec de huile, după deformaţiile (contracţie şi umflare) suferite de cărbune în timpul zonei de plastifiere.

Cauzele care asigură avantajul metodei dilatometrice faţă de celelalte metode de studiere a zonei de plastifiere (penetrometrice şi plastometrice) sînt următoarele:

1. Proprietatea cărbunelui determinată prin metoda dilatometrică măsoară deformaţia suferită de cărbune în timpul zonei de plastifiere. Umflarea masei plastifiate este o proprietate fundamentală a cărbunilor cocsificabili. Cărbunii slab cocsificabili prezintă numai contracţie şi cu cît un cărbune prezintă o umflare mai mare în timpul zonei de plastifiere, cu atît este mai bine cocsificabil.

In cazul celorlalte metode, se urmăresc proprietăţi care nu sînt atît de caracteristice.

2. Pirogenarea cărbunelui are loc sub sarcină (greutatea pistonului la dilatometrul Audiber-Arnu, sau greutăţi adăugate deasupra pistonului la aparatul Kattwinkel-Baum-Shimomura), ceea ce realizează o asemănare a condiţiilor de lucru din aparat cu condiţiile de lucru din cuptorul industrial, unde stratele superioare de cărbune exercită presiuni însemnate asupra celor de la baza cuptorului.

Studiile efectuate de către diferiţi cercetători asupra metodei dilatometrice au arătat că acest factor are o deosebită importanţă, el influenţînd considerabil toate fenomenele care au loc în timpul plastifierii (înmuierea şi descompunerea bitumenelor, degazarea cărbunelui, porozitatea şi fisurarea cocsului).

In celelalte două metode, nu se foloseşte încărcarea şarjei de cărbune în timpul determinării.

Din descrierea aparatului Audibert-Arnu şi a modului său de lucru, rezultă următoarele avantaje ale folosirii acestui aparat, care au contribuit la introducerea sa pe scară internaţională:

1) construcţie foarte simplă; aparatul propriu-zis se compune dintr-un tub de sticlă, un piston cu indicator, o scară gradată şi cuptorul, în care se introduce tubul de sticlă ce conţine cărbunele;

2) modul de lucru, de asemenea simplu, constă în: pastilarea cărbunelui, introducerea în tubul de sticlă, acoperirea cu pistonul, aducerea indicatorului la punctul zero al scării gradate şi citirea deformaţiei cărbunelui, direct în procente din grosimea pastilei, din zece în zece minute;

3) încălzirea omogenă a cărbunelui în timpul umflării; această calitate se datoreşte lungimii mari a tubului de sticlă introdus în blocul metalic al cuptorului electric, la o adîncime de 350 mm; în zona în care cărbunele se umflă în timpul plastifierii, în lungime de circa 180 mm de la fundul tubului de sticlă, diferenţa de temperatură nu depăşeşte 5°C, iar pînă la 120 mm, numai 2°C;

4) blocul metalic al cuptorului este prevăzut cu două orificii pentru tuburi, deci se pot executa două probe în acelaşi timp.

Singura deficienţă a tipului de aparat Audibert-Arnu, descris în documentul ISO/TC 27, constă — după părerea noastră — în lipsa unui dispozitiv pentru înregistrarea automată a curbei de deformaţie, din care cauză nu se pot stabili cu precizie punctele de contracţie şi de umflare maximă. Această deficienţă a fost prevăzută şi de comisie, care precizează că: „dacă este cazul, aparatul poate fi echipat cu regulator automat de încălzire şi înregistrare automată a curbei".

Metoda dilatometrică a fost aplicată şi în laboratoarele ICEMIN încă din anul 1953, folosindu-se dilatometrul Kattwinkel-Baum-Shimomura.

Dezavantajul acestui dilatometru constă în faptul că este prevăzut cu un tub de sticlă mult mai scurt (circa 100 mm), deci — în cazul cărbunilor ce se umflă pînă în apropierea părţii de sus a tubului — vor exista diferenţe de temperatură destul de însemnate, care vor influenţa defavorabil mersul determinării.

Aparatul KBS prezintă însă, faţă de tipul de aparat Audibert-Arnu descris de comisia de standardizare internaţională, avantajul unui dispozitiv foarte precis de transmisie şi de înregistrare automată a mişcării.

Dacă dilatometrul Audibert-Arnu ar fi prevăzut cu dispozitivul de transmitere pe verticală a mişcării cărbunelui al lui Baum şi cu dispozitivul de înregistrare automată a deformaţiei al lui Heuser, s-ar realiza un aparat pentru determinarea puterii de cocsificare, uşor de mînuit şi foarte precis.

VI. Determinarea tipului de cocs după metoda Gray King. Cu ajutorul aparatului Gray King, pe lîngă recuperările de produse secundare provenite din procesul de semicarbonizare, se poate determina şi tipul de cocs ce se obţine din cărbunele cercetat.

Tipul de cocs determinat caracterizează precis puterea de cocsificare a cărbunelui, deoarece — pe scară de laborator — diferenţele de comportare la cocsificare sînt mult mai evidente la nivelul semicocsului decît la nivelul cocsului.

Determinarea este sigură, obiectivă, iar condiţiile de lucru sînt perfect puse la punct; din

aceste motive rezultatele sînt totdeauna reproductibile, iar interpretarea lor este justă.

Studierea metodei de lucru şi aplicarea ei la cercetarea proprietăţilor de cocsificare a huilelor din R.P.R. au condus la concluziile arătate mai sus.

Bibliografie

[1] STAS 5268—56 : *Determinarea materiilor volatile, a cocsului şi a cărbunelui fix din combustibilii solzii.*

[2] STAS 5269—56 : *Determinarea puterii calorifice a combustibililor solizi.*

[3] STAS 5266—56 : *Determinarea indicelui de umflare şi a gradului de aglutinare al cărbunelui.*

[4] C.E.E. : *International classification of hard coals by type* 1956.

[5] Fuel Research Nr. 44: *Methods of analysis of coal and coke* 1940.

[6] Swietoslawski W. : *Fizico-chimia huilelor şi a procesului de cocsificare*, 1953.

[7] Breitenstein Ignaz: *Tendinţe de stabilire a metodelor internaţionale de analiză a huilelor*, „Gas, Wasser, Warme", noiembrie nr. 1.

[8] D.I.N.23.003 : *Sistemul internaţional de clasificare a huilelor.*

[9] Norme poloneze : *Determinarea indicelui de aglutinare Roga.*

[10] Ionescu M. N. şi Duinea D. N. : *Studiul analitic şi al însuşirilor de cocsificare a cărbunilor din Valea Jiului* (faza documentară, nepublicat), Bucureşti 1954.

Documentare

Belelos I. I. şi Bedrin K. V.: **Exploatarea stratelor groase de cărbuni cu rambleaj în U.R.S.S.** „Uhli", 7 (1957) nr. 11, pag. 360—370.

Autorii trec în revistă evoluţia rambleajului zonei exploatate în minele de cărbuni din U.R.S.S. Se descriu tipurile de lucrări de rambleiere, avantajele şi dezavantajele lor, ca şi materialul de rambleiere folosit. Astfel în Kusbass în 1956, s-au extras 71% din producţie prin rambleu pneumatic şi 20% prin rambleu hidraulic. Pentru rambleiajul pneumatic a fost creată maşina BPLM-2, cu o capacitate de 80 m³/h şi putînd transporta la o distanţă de 400 m.

Abramov F. A. şi Frolov N. A.: **Dispozitiv electric automat de aeraj pentru calculul reţelelor de aeraj.** (Elektriceskih avtomaticeskih pribor dlia rasceta sohtnih ventilationîh seţei). Ugol, 1957, nr. 5, mai, pag. 28—31, fig. 5, tabl. 1

În articol este prezentat modelul electric de aeraj tip D.G.I, realizat în U.R.S.S., sub formă portativă. Sînt prezentate construcţia, modul de funcţionare şi de calcul al acestui dispozitiv. Dispozitivul poate consta din unul sau mai multe blocuri de calcul cu rezistenţe ce funcţionează automat în funcţie de complexitatea schemei de aeraj. Rezultatele obţinute folosind pentru calcul acest model nu diferă cu mai mult de 5% de rezultatele obţinute după un foarte laborios şi îndelungat calcul analitic.

Lopatin S. I.: **Traverse din beton armat pentru liniile ferate din mine.** (Jelezobetonîie spalî v şahtî). Gornîi jurnal, 1957, nr. 5, mai, pag. 13—16, fig. 7, ref. bibl. 5.

Folosirea prefabricatelor de beton a obţinut în ultimii ani o aplicare tot mai largă. Pentru industria minieră acestea prezintă importanţă datorită posibilităţii reducerii consumului de lemne. Recent s-a propus şi s-a trecut la folosirea într-o serie de ţări a traverselor din prefabricate de beton armat pentru liniile ferate din mină. Folosirea acestora permite mărirea stabilităţii căii şi deci şi a duratei de funcţionare a acesteia, lichidarea sau reducerea la minimum a opririlor în transport datorită unei mai bune întreţineri a liniei, reducerea muncii de reparare şi întreţinere a liniei şi a consumului de lemn de primă calitate.

Beneş, K. : **Tăria cărbunelui în stratele de cărbuni din bazinul Ostrava-Karvina.** Uhli, 7 (1957), nr. 10 (octombrie), pag. 345—347.

Măsurarea tăriei cărbunelui se face prin durimetrul umed Haneman în vitrite cu diferite grade de carbonificare. In cărbunii bruni maximul de duritate a fost stabilit în categoria cărbunilor cu multe volatile şi în cărbunii antracitoşi. Caracterul strălucirii depinde de variaţiile structurale şi chimice ale cărbunilor. Foarte caracteristică este strălucirea cărbunelui cu multe volatile. Ruperea mai puternică formează microfisuri în cărbune în apropierea spărturii libere. S-a stabilit că tăria cărbunelui creşte de la lignit la cărbunii superiori. In orizonturile cele mai adînci apar şi cărbunii cei mai sfărîmicioşi. Al doilea maxim de tărie se întîlneşte mai rar deoarece acest cărbune este mai slab dezvoltat. Cercetările în domeniul tăriei cărbunelui dau posibilitatea unei identificări orientative a grupelor de strate la forajul de exploatare, permiţînd clasificarea calitativă a cărbunelui.

* * * : **Tîrgul industrial german de la Hanovra.** 1957. (Deutsche Industrie Masse Hannover, 1957), Steine und Erden, 1957, nr. 5, mai, pag. 74—79, fig. 11.

Dintre exponatele tîrgului industrial de la Hanovra din 1957 distingem :

— Cărucioare uşoare pentru perforarea găurilor de mină verticale în cariere, prevăzute cu lafete cu împingătoare speciale şi putînd realiza găuri cu adîncimi de 20 m.

— Ungător automat pentru perforator realizat de firma Flottmann şi care asi-

gură o ungere uniformă pe o perioadă de 4—5 ore de perforare, avînd o greutate de 6,85 kg.

— **Seria de compresoare mobile a firmei** Pokorny care realizează o comprimare la 7 at în două trepte la debite de 1,9/2,1/3/4/5,9 şi 8 m³/minut, putînd fi acţionate cu motor Diesel, electric sau cu ardere internă.

— **Cărucior de forat găuri de mină** la diferite înclinări ascendente, cu adîncimi pînă la 50 m în orice tărie de rocă şi pînă la diametre de 80 mm în sistemul rotativ percutant. (Nüsse-Gräffer).

Downie C. C.: **Progrese în construcţia pompelor verticale.** (Developements in Pumps for borholes), The mining journal, 1957, 26 aprilie, pag. 520—521.

Pompele verticale folosite la lucrări de drenare şi montate în găuri de sondă au realizat în ultimii ani un vădit progres, mai ales în ceea ce priveşte mărirea debitului şi adîncimii de refulare.

Astfel în pompele verticale moderne construcţia se bazează pe combinarea curentului radial cu cel centrifugal în pompele axiale. Pompele se pot introduce în găuri de sondă cu diametru de 100—300 mm, pot refula nu numai apă, ci şi nisipuri acvifere în care caz rotorii se construiesc din cauciuc. Pentru viitor se prevede folosirea şi a pompelor cu jet care neavînd piese în mişcare permit o mai economică evacuare a apelor cu nisip.

Folosirea pompelor înecate s-a dovedit mai multe trepte. Construite într-o serie mai multe trepte. Construite într-o serie ce ajunge la puteri de cca 150 CP, acestea sînt tipurile de pompe cărora li se prevede o aplicare foarte largă. Ele se construiesc dintr-unul sau mai mulţi rotori de pompă centrifugală cu motorul direct conectat. Folosirea fontei carbon şi a bronzului este indicată la piesele în mişcare şi care sînt în contact cu apa atunci cînd aceasta este acidă sau are conţinut de nisip.

* * *: **Material de mină** (Matériel minier), Annales des mines de Belgique, 1957, aprilie, pag. 288—296, fig. 23.

Dintre materialele prezentate remarcăm întinzători de diferite tipuri şi folosiţi fie pentru răpirea stîlpilor în abataj, fie pentru a rectifica racletele îndoite ale unui transportor.

Un dispozitiv compus din 3 suporţi, 4 role standard şi 2 role speciale permite ca un transportor bandă de cauciuc să se înscrie în unghiuri de 90°. Folosind acest dispozitiv, devine posibil ca avînd un punct de descărcare unic şi o singură acţionare la extremitatea unei aripi să se urmărească cu banda înaintarea unei combine cu o a doua aripă a cărei lungime se compensează dintr-o a treia ramură menţinută ca de rezervă.

Pentru transportul de materiale în abatajele dotate cu transportor blindat s-a realizat un cărucior metalic ale cărui roţi rulează pe partea orizontală a blindajului, iar ghidarea se face prin intermediul a patru galeţi cu axa verticală ce se reazimă pe marginea verticală a blindajului

Aprilie G.: **Modele electrice pentru calculul reţelelor de aeraj minier** (Simulatori elettrici per il calcolo dei circuiti di ventilazione minerarice). Industria mineraria, 1957, nr. 4, aprilie, pag. 239—242, fig. 1, tabl. 7, ref. bibl. 7.

Calculul precis al circuitelor de aeraj impune realizarea unui sistem de ecuaţii cu atît mai numeroase cu cît circuitul este mai numeros. Autorul expune succint bazele teoretice ale analogiei dintre circuitele electrice şi cele de aeraj şi prezintă modelul electric construit de Instituto di Arte Mineraria din Palermo.

Se arată că folosirea modelelor electrice de aeraj este convenabilă în special în cazul circuitelor complicate cu multe ramificaţii, sau în cazul funcţionării simultane a două sau mai multe ventilatoare.

Tchesniche M. P.: **Consideraţii speciale asupra instalaţiilor de concasare** (Considerations générales sur l'installation rationnelle des ensambles de concaisages), L'echo des mines et de la metallurgie, 1956, nr. 3503, aprilie, pag. 216—218, fig. 3.

Pentru a obţine bune rezultate la preparare, trebuie create astfel de condiţii ca funcţionarea să fie uniformă şi neîntreruptă, deoarece orice oprire a instalaţiei provoacă o dereglare a fluxului tehnologic, o pierdere de timp şi mai întotdeauna şi o pierdere de materie primă.

La alegerea unei scheme de sfărîmare trebuie stabilite numărul treptelor de sfărîmare şi utilitatea ciuruirii. Schemele principale sînt următoarele:

— ciuruire preliminară, concasare, ciuruire de control,
— ciuruire preliminară şi concasare,
— concasare şi ciuruire de control,
— concasare simplă.

Aceasta se referă la o singură treaptă de sfărîmare şi la mai multe trepte, combinaţiile pot fi şi mai numeroase. Numărul treptelor de sfărîmare trebuie să fie egal cu două şi în genere fiecare treaptă trebuie precedată de o clasare preliminară, iar clasarea de control poate fi unică.

Datele statistice permit să se stabilească mărimea maximă a minereului concasat în funcţie de capacitatea uzinei şi care variază de la: 10—25 mm la capacităţi de 500 t/zi pînă la 4—8 mm la 40 000 t/zi.

Concasorul primar este cel cu fălci, iar cele secundare sînt de tipul giratoriu. O deosebită atenţie trebuie acordată alimentării concasorului primar deoarece în funcţie de modul în care lucrează acest agregat, lucrează şi restul instalaţiei.

Cernik B.: **Amorsarea succesivă a unui mare număr de capse cu acţiune întîrziată.** Rudy, 5 (1957), nr. 11, pag. 395—397.

Autorul analizează neajunsurile capselor cu întîrziere de fabricaţie existentă, mai ales în ce priveşte lipsa unei game de trepte de întîrzie satisfăcătoare. După ce prezintă diferite metode de împuşcare a capselor cu întîrziere, autorul propune un procedeu de iniţiere a unui număr mare de capse folosind un explozor cu piston, a cărui descriere este făcută schematic.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția : București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon : 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria : Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercruile A.S.I.T. —, Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament : Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi : lei 96 anual : — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : lei 30 anual : — Prețul unui exemplar : lei 5.

VSESOJUZNOJE OBJEDINENIJE

„MACHINOEXPORT"

exportă:

utilaj minier
utilaj pentru extragerea şi
înnobilarea minereurilor
utilaj pentru abataj şi
exploatarea minelor subterane
a minelor de suprafaţă
a carierelor şi
a exploatărilor de turbă

★

In toate problemele de achiziţionare a utilajului, vă rugăm să vă adresaţi pe adresa:

exports:

mining equipment
equipment for mining and
concentrating minerals
equipment for driving and
working of mines
equipment for open-cut coal
mining, pit mining, for quarries,
for peateries

★

Please address all enquiries in connection with purchasing equipment to:

V/O „MACHINOEXPORT"

SMOLENSKAYA SENNAYA PLOSCHAD 32/34 MOSCOVA G — 200

Adresa telegrafică:
Maşiniexport Moscova

Cable address:
Machinoexport Moscow

Lei 5

E 1433

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA

4

1958

ASIT

Aprilie
1958
Anul IX
Nr. 4

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R. AL MINISTERULUI MINELOR ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

SUMAR

WOICIEEH STRONCZAK și MIROSLAW SLUSAREK: **Incercări de preparare în medii dense a „minereurilor plumbo-zincoase din Silezia** Pag. 147—154.

DOBRESCU L.: **Tehnologia materialelor folosite în industria nucleară.** Pag. 155—166.

NEGULESCU D.: **Cîteva considerații privind exploatarea rațională a carierelor de calcar.** Pag. 166—174.

GOILAV Ș.: **Cîteva observații asupra carotajului electric la sonde în sare.** Pag. 174—178.

COMUNICĂRI ALE INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

IONESCU M. N. și DUINEA D. N.: **Utilizarea metodei sovietice „Sapojnikov" la cercetarea huilelor din R.P.R.** Pag. 178—188.

DOCUMENTARE

CRONICA

Coperta noastră : Clădirea principală a preparației de la Komló (R.P.U.).

MÜSZAKI KÖNYVTÁR ORSZÁGOS 1883

REVISTA MINELOR

ANUL IX — Nr. 4 — APRILIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

Войчек Стрончак и Мирослав Слушарек: **Исследования по обогащению свинцово-цинковой руды из Силезии в тяжелых суспензиях.** В институте цветных металлов были проведены исследования по обогащению руды из шахт Мархлевски и Орзел Бялый в тяжелых химических жидкостях и в тяжелых суспензиях. Для определения плотности использовались жидкие химические реагенты. Испытания обогащения более значительных количеств руды в тяжелых суспензиях проведены в смеси, состоящей из железа и кремнезема или из железа, кремнезема и окалины.

Revista Minelor, vol. IX No. 4, cTp. 147—154

Добреску Луиджи: **Технология материалов, применяемых в ядерной промышленности.** Подробно освещается роль ряда материалов в тепловых ядерных процессах и описывается их технология. Статья дает общее представление о данном вопросе.

Revista Minelor, vol. IX, No. 4, cTp. 155—166

Гоилав Шербан: **Ряд замечаний в связи с электрокароттажем в соляных скважинах.** Автор дает необходимые пояснения и приводит ряд примеров в связи с недостатками метода измерения сопротивляемости в соляных скважинах, нередко служившими причиной погрешностей при интерпретации результатов.

Revista Minelor, vol. IX, No. 4, cTp. 174—178

Ионеску М. Н. и Дуиня Д. М. **Применение советского метода проф. Сапожникова при исследовании румынского бурого угля.** Описывается метод проф. Сапожникова по определению в лабораторных условиях характеристики пластифицированной массы бурого угля, дающий возможность вывода заключений о качестве кокса, получаемого в промышленной печи. Указываются результаты, полученные при применении данного метода на румынских бурых углях из долины Жиу (Вулкан, Лупень, Урикань) и Баната (Анина, Секул, Лупак, Доман, Козла). Исследования проводились на 275 образцах угля.

Revista Minelor, vol. IX, No. 4, cTp. 178—188

SUMMARY

Woicieeh Stronczak and Miroslav Slusarek: **Tests of dressing of Pb-Zn ores from Silezia in heavy suspensions.** At the Institute of non-ferrous metals, tests were accomplished of ores dressing in heavy suspensions and heavy chemical liquids (at Marchlewski and Orzel Bialy mines). Densimetric analysis was accomplished using chemical liquid reactives. Tests of dressing in heavy suspensions in greater quantities were accomplished using Fe-Si or Fe-Si- tinder blends.

Revista Minelor, vol. IX, no. 4, p. 147—154.

Dobrescu Luigi: **The technology of stuff materials used in nuclear industry.** It deals briefly with the role of some materials used in nuclear industry and their technology, thus presenting the complexity of this problem.

Revista Minelor, vol. IX, no. 4, p. 155—166.

Goilav Şerban: **Electrical logging at bores in salt.** It gives examples and explains some shortcomings of this method concerning the resistivity measurements of the bore in salt. Due to these shortcomings even trained interpreters were misled.

Revista Minelor, vol. IX, no. 4, p. 174—178.

Ionescu M. N. and Duinea D. N.: **„Sapojnikov" Soviet method used in mineral coal survey from R.P.R.** It describes the „Sapojnikov" method used to determine in the laboratory the plastic characteristics of mineral coal reaching conclusions upon coke quality obtained in industrial furnace. The results of this method, are shown, being applied to pitcoals from Jiu Valley (Vulcan, Lupeni, Uricani) and Banat (Anina, Secul, Doman, Cozla) totalising 275 coal tests.

Revista Minelor, vol. IX, no. 4, p. 178—188.

INHALT

Woicieeh Stronczak und Miroslaw Slusarek: **Versuche für die Aufbereitung der schlesischen Blei-zink-Erze in schweren Lösungen.** In dem Schlesischen Institut der Nichteisenerze sind Aufbereitungsversuche in chemischen schweren Flüssigkeiten und in schweren Lösungen auf die Erze der Gruben von Marchlenski und von Orzel Bialy durchgeführt worden. Die densimetrische Analyse vollzog sich mit Hilfe von flüssigen chemischen Reagensmitteln. Man hat ebenfalls versucht, die Aufbereitung in schweren Lösungen von Proben in grösseren Mengen in der Mischung Ferro-Silizium und Ferro-Silizium- Zunder durchzuführen. Für die Durchführung der Versuche hat man kegelförmige oder zylindrische Abscheider benutzt.

Revista Minelor, vol. IX, Nr. 4, S. 147—154.

Dobrescu Luigi: **Die Technologie der in der Kernindustrie benutzten Materialien.** Es wird zuerst die Rolle einiger Materialien in der Kernthermie unterstrichen und die Technologie ihrer Herstellung dargestellt, woraus die Komplexität dieser Probleme hervortritt.

Revista Minelor, vol. IX, Nr. 4, S. 155—166.

Goilav Şerban: **Die elektrische Bohrkernbestimmung in Steinsalzbohrungen.** An Hand mehrerer Beispiele versucht der Verfasser die Ursache einiger Mängel der Methode für die Messung des spezifischen elektrischen Widerstandes bei Steinsalzbohrungen zu erklären. Diese Mängel haben mehrmals beigetragen, genug geschulte Ausleger irrezuführen.

Revista Minelor, vol. IX, Nr. 4, S. 174—178.

Ionescu M. N. und Duinea D. N.: **Die Anwendung der sowjetischen „Sapojnikov" Methode für die Untersuchung der Steinkohle der R.V.R.** Man beschreibt die Methode von L.M. Sapojnikov für die Laboratoriumsbestimmung der Kennzeichen der plastifizierten Steinkohlenmasse. Aus dieser Bestimmung kann man Auskünfte über die Qualität der in dem industriellen Ofen herzustellenden Koksarten bekommen. Weiter sind die Ergebnisse von 275 mit dieser Methode untersuchten Steinkohlenproben aus Valea Jiului (Vulcan, Lupeni, Uricani und dem Banat (Anina, Secul, Lupac, Oman, Cozla) wiedergegeben.

Revista Minelor, vol. IX, Nr. 4, S. 178—188.

SOMMAIRE

Woicieeh Stronczak et Miroslaw Slusarek: **Essais de préparation des minerais de plomb et zinc de Silésie dans des liquides denses.** A l'Institut des Métaux Non-ferreux de Silésie ont été effectuées des recherches de préparation des minerais des mines de Marchlenski et de Orzel Bialy dans des liquides chimiques lourds et dans des liquides denses. L'analyse densimétrique a été exécutée en utilisant des réactifs chimiques liquides. Des essais de préparation en liquides denses des échantillons en plus grande quantité ont été exécutés dans le mélange ferro-silicium ou ferro-silicium-couche d'oxyde. Pour l'effectuation de ces recherches ont été utilisés des séparateurs coniques et cylindriques.

Revista Minelor, vol. IX, no. 4, p. 147—154.

Dobrescu Luigi: **La technologie des matériaux utilisés dans l'industrie nucléaire.** On fait une courte présentation du rôle important de quelques matériaux dans la thermie nucléaire et de leur technologie de fabrication, en donnant ainsi une image de la complexité de ce problème.

Revista Minelor, vol. IX, no. 4, p. 155—166.

Goilav Şerban: **Le carottage électrique des sondes creusées dans la sel.** Dans l'article on explique avec des exemplifications quelques inconvénients de la méthode de mesurage de la résistivité des sondes creusées dans le sel, inconvénients qui ont contribué plusieurs fois à induire en erreur des interprétateurs compétents.

Revista Minelor, vol. IX, no. 4, p. 174—178.

Ionescu M. N. et Duinea D. N.: **L'utilisation de la méthode soviétique „Sapojnikov" dans les recherches expérimentales sur les houilles de la R.P.R.** On décrit la méthode de L. M. Sapojnikov pour la détermination des caractéristiques de la masse plastifiée des houilles qui peut donner des informations sur la qualité du coke que l'on obtient dans le four industriel. On présente ensuite les résultats obtenus sur 275 échantillons de houille de Valea Jiului (Vulcan, Lupeni, Uricani) et du Banate (Anina, Secul, Lupac, Doman, Cozla).

Revista Minelor, vol. IX, no. 4, p. 178—188.

Încercări de preparare în medii dense a minereurilor plumbo-zincoase din Silezia

Mgr. ing. **Woicieeh Stronczak** şi mgr. ing. **Miroslaw Slusarek**
Institutul de metale neferoase din Gliwice-R.P. Polonă

Generalităţi

Zăcămintele de minereuri plumbo-zincoase din Silezia, a căror exploatare datează încă din secolul al XIII-lea, apar sub formă de mineralizaţii în dolomite. Componenţii principali utili ai acestor minereuri sînt: blenda, galena şi marcasitul.

Zăcămintele se află atît în zona de oxidare, cît şi în cea de cimentare. În zona de oxidare apare în abundenţă halmei, smithsonit $ZnCO_3$, hemimorfit 2 $ZnO.SiO_2.H_2O$, ceruzită $PbCo_3$ şi limonită, iar în zona de cimentare, în special, blendă de culoare închisă.

Blenda apare în cea mai mare parte sub formă de sfalerit, rareori sub formă de wurtzit, avînd mai multe aspecte şi o coloraţie diferită. Culoarea blendei este în funcţie de conţinutul procentual în fier. Blenda de culoare deschisă conţine 1% Fe, blenda brună are un conţinut de circa 5% Fe, blenda de culoare închisă, aproape neagră, conţine circa 17% Fe. Alături de aceste varietăţi cristaline apare, de asemenea, o serie de blendă granuloasă. Totodată se întîlnesc concreţiuni de marcasit şi blendă.

Greutatea specifică a unor componenţi ai minereului şi duritatea lor, după scara Mohs, sînt indicate în tabela 1.

Tabela 1

Componenţi	Greutate specifică	Duritate
Galena	7,4—7,6	2,5
Marcasit	4,7—4,8	6,8—6,5
Blenda de culoare închisă	3,9—4,2	4,0
Blenda de culoare deschisă	3,8—4,0	4,0
Dolomită	2,8—2,9	3,5—4,0

Minereurile din Silezia sînt caracterizate în special prin structura lor coloidală sau reniformă.

Condiţiile pentru aplicarea metodei de centrare

Scăderea continuă a conţinutului mediu în metale, la exploatarea minereului, concomitent cu prelucrarea lui în masă, impune cercetarea căilor şi metodelor noi de preparare.

Problema fundamentală, în asemenea situaţii, o constituie prepararea economică a minereului. Economicitatea prelucrării hotărăşte utilitatea şi eficacitatea aplicării metodei de preconcentrare.

Metodele de preconcentrare au ca efect îndepărtarea sterilului, cu o granulaţie cît mai mare, chiar la începutul prelucrării mecanice; astfel se evită o măcinare costisitoare a sterilului, prin urmare se reduce cantitatea materialului care se prelucrează în faza principală de preparare, prin aceasta se descongestionează utilajul şi se îmbunătăţeşte funcţionarea lui, micşorîndu-se concomitent cantităţile de reactivi adsorbite de steril. Această operaţie, însă, duce şi la oarecare pierderi în metale utile. O apreciere justă a acestor factori, care par contradictorii, constituie problema principală în alegerea metodei de prelucrare celei mai adecvate.

Concentrarea prealabilă a minereurilor la unele uzine din Silezia

Unele uzine din sinclinalul „Bîtomsk" ca, de exemplu, uzinele „Marchlewski", „Orzel Bialy", „Warynski", aplică metoda de preparare în două faze: sortare şi preparare prin zeţaj. Figurile 1—6 reprezintă rezultatele aplicării de concentrare prealabilă la aceste uzine în decursul ultimilor ani. Figurile 1—3 reprezintă rezultatele sortării, iar figurile 4—6 — rezultatele preparării prin zeţaj.

În figurile 1—6 pe lîngă cantitatea minereului alimentat se indică extracţia în greutate şi cantitatea de steril rezultată după pre-

lucrarea minereului în secţiile de sortare şi cea de zeţaj.

Datorită stabilizării producţiei în anul 1949, după perioada de război, la reprezentarea

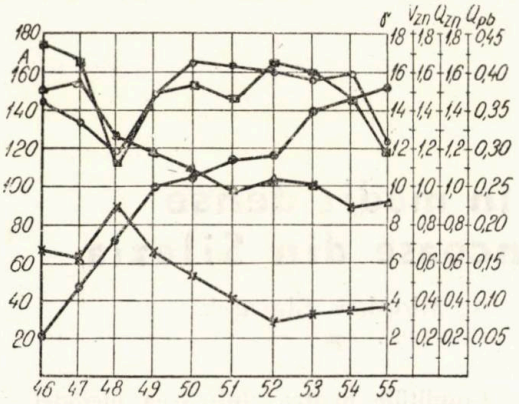


Fig. 1. Rezultatele sortării la uzina „Marchiowski" cantitatea produsului alimentat la maşina de zeţaj în % (1949 = 100%):

A — extracţie în greutate a sterilului obţinut în urma sortării, în % — ●; γ — conţinutul de zinc în sterilul obţinut în urma sortării în % — O; δ *Zn* — pierderi de zinc în sterilul obţinut în urma sortării în % — Δ; *Zn* — Pierderi de zinc în sterilul obţinut în urma sortării, în % — ■ *Q Pb* — pierderi de plumb în sterilul obţinut în urma sortării, în % — ×.

curbelor, cantităţile minereului prelucrat în acest an, la diferite uzine, au fost luate ca indice de reper (100%). Analiza rezultatelor prezentate indică, începînd cu anul 1951, la

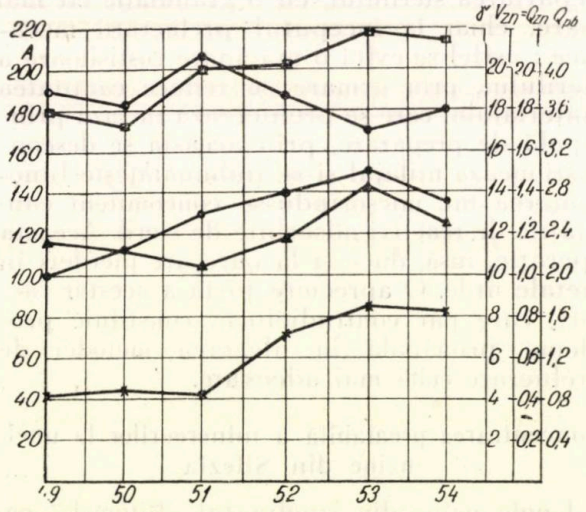


Fig. 2. Rezultatele sortării la uzina „Orzel Bialy":

A — cantitatea produsului alimentat la maşina de zeţaj, în % (1949 — 100%) — ●; γ — extracţie în greutate a sterilului obţinut în urma sortării, în % — O; δ *Zn* — conţinutul de zinc în sterilul obţinut în urma sortării, în % — Δ; *Q Zn* — pierderi de zinc în sterilul obţinut în urma sortării, în % — ■; *Q Pb* — pierderi de plumb în sterilul obţinut în urma sortării, în % — ×.

sterilul rezultat după sortare (uzina Orzel Bialy) diminuarea extracţiei lui în greutate şi creşterea concomitentă în steril a conţinuturilor în plumb şi zinc.

O situaţie similară apare, începînd din anul 1952, la secţia de zeţaj. Extracţia în greutate a sterilului scade, iar conţinutul lui în zinc este în creştere. Datorită celor expuse, pierderile de plumb şi zinc la această uzină au atins vîrful în anul 1953, şi anume în perioada prelucrării mărite în secţia de zeţaj.

Cu totul altfel se prezintă situaţia la uzina „Marchlewski", unde, la o creştere continuă şi

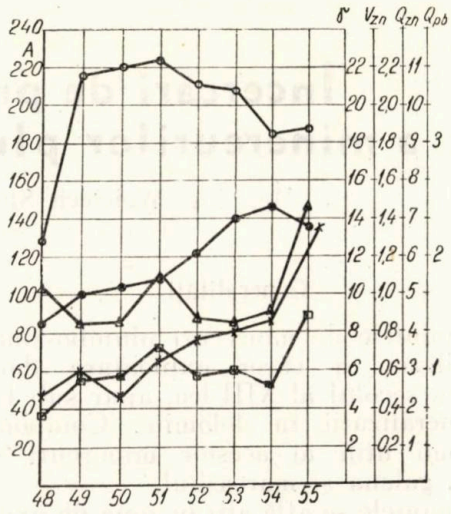


Fig. 3. Rezultatele sortării la uzina „Warynski":

A —cantitatea produsului alimentat la maşina de zeţaj, în % (1949 — 100%) — ●; γ — extracţie în greutate a sterilului obţinut în urma sortării, în % — O; *V Zn* — conţinutul de zinc în sterilul obţinut în urma sortării, în % — Δ *Q Zn* — pierderi de zinc în sterilul obţinut în urma sortării, în % — ■; *Q Pb* — pierderi de plumb în sterilul obţinut în urma sortării, în % — ×.

relativ mare a prelucrării în secţia de zeţaj, se înregistrează o scădere concomitentă a pierderilor în plumb şi zinc.

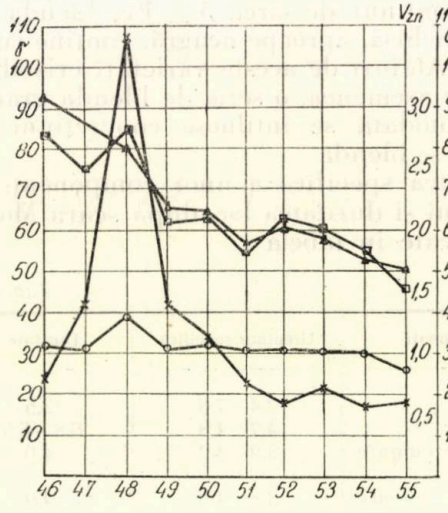


Fig. 4. Rezultatele preparării prin zeţaj la uzina „Marchlewski":

γ — extracţie în greutate a sterilului obţinut în urma preparării la maşina de zeţaj, în % — O; *V Zn* — conţinutul de zinc în sterilul rezultat la maşina de zeţaj în % — Δ *Q Zn* — pierderi de zinc în sterilul rezultat după zeţaj, în % — ■; *Q Pb* — pierderi de plumb în sterilul rezultat după zeţaj, în % — ×

Datele de la uzina „Warynski" sînt foarte variate. Unele perioade arată o reducere însemnată a pierderilor de metale utile, iar altele, din contra, arată o creştere importantă a acestora (de exemplu, 1951—1955).

O analiză sumară a rezultatelor de aplicare a concentrării preliminare la toate uzinele

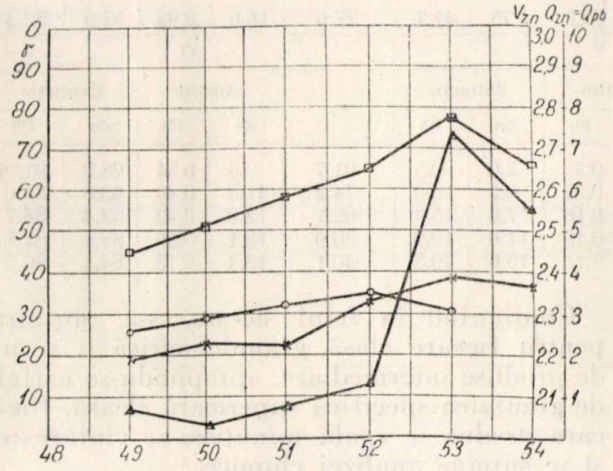


Fig. 5. Rezultatele preparării prin zeţaj la uzina „Orzel Bialy" :

γ — extracţie în greutate a sterilului rezultat după zeţaj, în % — O; $V Zn$ — conţinutul de zinc în sterilul rezultat după zeţaj, în % — Δ; $Q Zn$ — pierderi de zinc în sterilul rezultat după zeţaj, în % — ■; $Q Pb$ — pierderi de plumb în sterilul rezultat după zeţaj, în % — ×.

arată necesitatea de prelucrare a cantităţilor importante de materiale. Prelucrarea însă este costisitoare şi necesită un volum mare de muncă şi este totodată foarte subiectivă în decursul sortării. Cele expuse reclamă modificările esenţiale ale procedeului de preconcentrare şi aplicarea unor metode mai moderne. Aceasta este cu atît mai mult justificată cu cît în perspectivă, în afară de tendinţa spre epuizare, nu se presupune nici o schimbare esenţială a calităţii producţiei din zăcămînt.

Încercări de preparare în medii dense a minereurilor din mina „Marchlewski" şi „Orzel Bialy"

În partea introductivă a referatului sînt citate datele care cuprind rezultatele obţinute la aplicarea metodei de concentrare preliminară a minereului din minele „Marchlewski", „Orzel Bialy" şi Warynski". Datorită rezultatelor nesatisfăcătoare, toate încercările efectuate în scopul îmbunătăţirii acestei operaţii sînt justificate.

La Institutul de metale neferoase au fost efectuate încercări de preparare a minereurilor din minele „Marchlewski" şi „Orzel Bialy" în lichide chimice grele şi în medii dense. Analiza densimetrică a fost executată folosindu-se reactivi chimici lichizi. Încercări de preparare în medii dense a probelor în

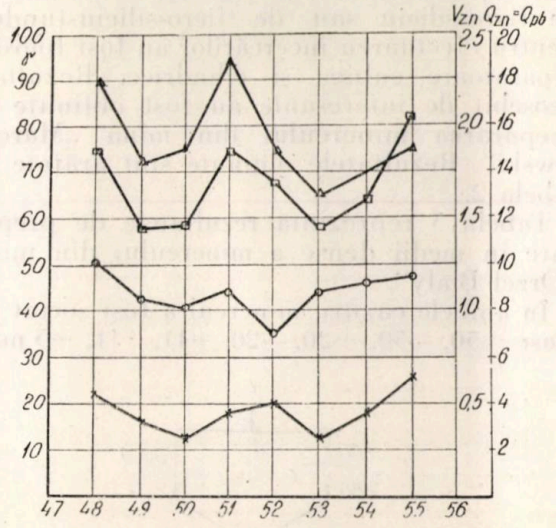


Fig. 6. Rezultatele preparării prin zeţaj la uzina „Warinskj" :

γ — extracţie în greutate a sterilului rezultat după zeţaj, în % — O; $V Zn$ — conţinutul de zinc în sterilul rezultat după zeţaj, în % — Δ; $Q Zn$ — pierderi de zinc în sterilul rezultat după zeţaj, în % — ■; $Q Pb$ — pierderi de plumb în sterilul rezultat după zeţaj, în % — ×.

Tabela 2

Prepararea minereului de zinc din mina „Marchlewski" conform schemei din fig. 7 în medii dense cu greutate specifică 2,6—3,0

	Greutatea specifică, I-VI puncte pe schema din fig. 7														
	I					II					III				
	%	Analiză		Extracţie		%	Analiză		Extracţie		%	Analiză		Extracţie	
		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb
	100,0	14,6	1,6	100,0	100,0	75,8	13,5	1,86	70,1	81,6	24,2	18,2	1,31	29,9	18,4
	IV					V					VI				
	%	Analiză		Extracţie		%	Analiză		Extracţie		%	Analiză		Extracţie	
		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb
2,6	65,9	15,3	2,01	68,0	80,3	9,9	1,8	0,15	1,1	1,3	90,1	16,0	1,75	98,9	98,7
2,7	59,9	16,6	2,14	68,1	79,1	15,9	1,9	0,26	2,0	2,5	84,1	17,0	1,85	98,0	97,5
2,8	43,8	21,9	2,29	65,7	78,0	32,0	2,0	0,19	4,4	3,6	68,0	20,5	2,26	95,6	96,4
2,9	40,9	23,4	3,11	65,5	77,2	34,9	2,1	0,19	4,6	4,4	65,1	21,4	2,35	95,4	95,6
3,0	33,7	27,9	3,75	64 3	76,6	42,1	2,0	0,19	5,8	5,0	57,9	23,8	2,63	94,2	95,0

Tabela 3

Prepararea minereului de zinc din mina „Orzel Bialy" conform schemei din fig. 7, în medii dense cu greutatea specifică 2,6—3,0

	Greutatea specifică I-VII pe schema din fig. 7														
	I					II					III				
	%	Analiză		Extracţie		%	Analiză		Extracţie		%	Analiză		Extracţie	
		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb
	100,0	8,7	0,35	100,0	100,0	72,4	5,7	0,12	4,75	47,7	27,6	16,6	0,93	52,5	52,3
	IV					V					VI				
	%	Analiză		Extracţie		%	Analiză		Extracţie		%	Analiză		Extracţie	
		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb		Zn	Pb	Zn	Pb
2,6	64,1	6,1	0,10	45,4	39,2	8,3	2,5	0,3	2,0	0,5	91,7	9,3	0,34	98,0	91,5
2,7	46,6	7,7	0,08	41,3	32,7	25,8	2,1	0,22	6,2	15,0	74,2	11,0	0,40	93,8	85,0
2,8	34,5	9,6	0,01	39,9	32,4	39,9	2,1	0,16	7,6	15,3	62,1	12,9	0,42	92,4	84,7
2,9	23,31	3,3	0,12	35,9	28,8	49,1	2,1	0,13	11,6	18,9	50,9	15,1	0,56	88,4	81,1
3,0	12,52	2,1	0,21	31,9	27,9	59,9	2,3	0,11	15,6	19,8	40,1	18,3	0,70	84,4	80,2

cantităţi mai mari s-au executat în amestecul de fiero-siliciu sau de fiero-siliciu-ţunder. Pentru efectuarea încercărilor au fost folosite separatoare cubice şi cilindrice. Rezultate deosebit de interesante au fost obţinute la prepararea minereului din mina „Marchlewski". Rezultatele obţinute sînt arătate în tabela 2.

Tabela 3 reprezintă rezultatele de preparare în medii dense a minereului din mina „Orzel Bialy".

În ambele cazuri, minereul a fost sortat pe clase +50, —50, +20, —20, +11, —11, +5 mm.

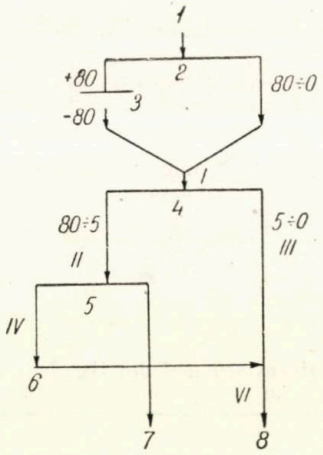


Fig. 7. Schema operaţiunilor efectuate în timpul încercărilor de preparare a minereului din mina „Marchlewski" şi „Orzel Bialy" :

1 — alimentare ; 2 — ciuruirea ; 3 — măcinare ; 4 — ciuruire ; 5 — preparare în medii dense ; 6 — concentrate ; 7 — sterilul rezultat ; 8 — la flotaţie

Încercările propriu-zise începeau prin introducerea claselor granulometrice separate în loturi cu greutatea de 100—150 kg în suspensii de fiero-siliciu, cu greutatea specifică cea mai mică. Fracţiunea grea-concentrat astfel obţinută se introduce apoi în suspensii, cu o greutate specifică mai mare, care diferea de cea precedentă cu o zecime din valoare.

Continuînd în felul acesta, s-a obţinut pentru fiecare clasă granulometrică o serie de produse intermediare, apropiindu-se astfel de greutatea specifică superioară aleasă. Fiecare produs se spală minuţios, se cîntăreşte şi se supune analizei chimice.

Clasele granulometrice în parte se încearcă în mod analog. Rezultatele cifrice obţinute pe această cale servesc la întocmirea balanţei de metale cum şi a curbelor granulometrice şi a celor de preparabilitate. Pe baza acestor materiale se întocmeşte apoi o balanţă centralizatoare care cuprinde toate clasele granulometrice, inclusiv clasa —5 mm. În referat sînt prezentate numai balanţele centralizatoare ale ambelor mine, conform schemei din fig. 7.

În urma încercărilor preliminare efectuate în Institut, s-a constatat că minereurile din sinclinalul Bîtomsk pot fi în esenţă preparate în medii dense cu o greutate specifică de la 2,7 pînă la 3,0.

În timpul încercărilor de preparare a minereurilor din mina „Marchlewski" a rezultat o cantitate de steril cu un conţinut de 1,8 pînă la 2,1 % Zn, la o extracţie în greutate în limitele de la 9,9 pînă la 42,1% şi pierderi de la 1,1 pînă la 5,8% din acest metal.

Aceste date sînt cu atît mai caracteristice cu cît procesul de clasare şi preparare prin zeţaj, introdus în această uzină, a dus, într-un timp oarecare, la o extracţie în greutate de 38—48% în steril şi la pierderi totale în zinc de la 5,8 pînă la 10,2%.

În uzina „Orzel Bialy" procesul de clasare şi de preparare prin zeţaj a permis în decursul ultimilor ani să realizeze o extracţie în greutate a sterilului care se situa între 17,1 pînă la 51,1%, la o pierdere totală în zinc, care varia de la 6,1 pînă la 10,0%.

Încercările de preparare în medii dense au permis separarea cantităţilor de steril,

care variau de la 8,3 pînă la 59,2% din materialul de alimentare, cu pierderi în zinc de la 2,0 pînă la 15,6%.

La prepararea în medii dense a ambelor minereuri, pierderile de metal au fost independente de greutatea specifică a mediului respectiv.

O greutate specifică mai mare duce la pierderi mai mari în metal. La stabilirea parametrilor industriali juşti trebuie să se ţină seamă de extracţia în greutate a sterilului, de calitatea acestuia din urmă şi de dificul-

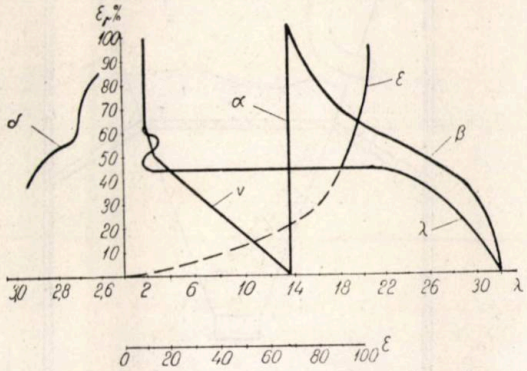


Fig. 8. Curbele de preparare pentru zinc din mina „Marchlewski".

tăţile tehnice legate de menţinerea unei greutăţi specifice corespunzătoare a mediului dens.

Aplicînd schema prezentată în fig. 7 şi ţinînd seamă de condiţiile optime pentru zinc şi plumb la minereul din mina „Marchlewski" se stabileşte greutatea specifică a mediului la 2,9. În aceste condiţii se separă o cantitate de 34,9% steril cu un conţinut de 2,1% Zn şi 0,19% Pb. Extracţia metalică în acest caz a fost de 95,42% la zinc şi de 95,6% la plumb.

Folosind pentru minereul zincos de la mina „Orzel Bialy" un mediu cu greutatea specifică de 2,8 s-a putut separa o cantitate de 89,9% steril cu un conţinut de 2,1% Zn şi 0,16% Pb. Extracţia acestor metale a fost de 92,4% la zinc şi de 84,7% la plumb.

În timpul efectuării încercărilor s-a constatat, în mai multe rînduri, posibilitatea aplicării metodei de preparare în două faze, în scopul extracţiei sterilului şi a produselor intermediare. Rezultatele obţinute vor fi verificate în staţie pilot, actualmente în construcţie.

Fig. 8 şi 9 reprezintă, grafic, rezultatele obţinute la încercările de preparare în medii dense.

Fig. 8 şi 9 reprezintă o serie de curbe de preparare a zincului din minereuri de la mina „Marchlewski" şi „Orzel Bialy".

După cum s-a menţionat, încercările de preparare în medii dense au fost efectuate în separatoare conice şi cilindrice.

Separatorul conic folosit, lucrînd intermitent, este reprezentat schematic în fig. 10, iar separatorul cilindric — în fig. 11.

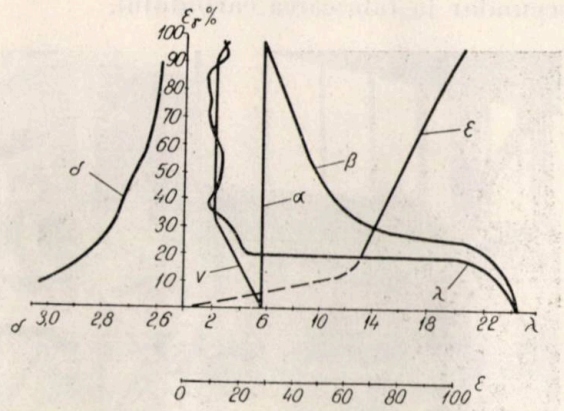


Fig. 9. Curbele de preparare pentru zinc din mina „Orzel Bialy".

Separatorul cilindric posedă o spirală interioară care transportă fracţia grea. Această spirală are în partea conică nişte orificii (fante) care permit separarea mediilor dense de materialul transportat. Fracţia uşoară se elimină prin preaplin. Separatorul cilindric

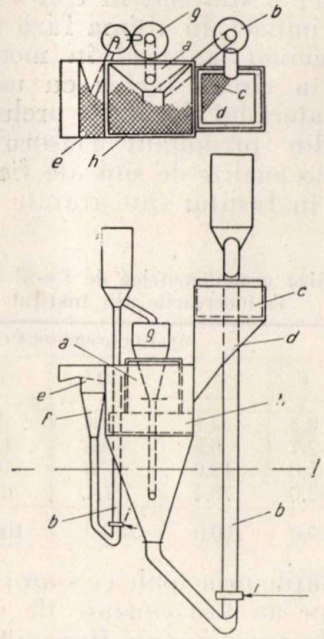


Fig. 10. Separator conic pentru prepararea în medii dense.
a — separator ; b — aer lift ; c — cutia cu site ; d — pîlnia de alimentare ; e — sită ; f — gura de evacuare ; g — pîlnia de alimentare ; h — aer comprimat

pentru medii dense are un diametru de 900 mm, o lungime de 2 440 mm şi turaţii reglate n = 0,8 — 6,9 rot/min.

În timpul încercărilor efectuate în Institut, au fost întrebuinţate medii dense fabricate în special din fiero-siliciu sau dintr-un amestec de fiero-siliciu şi ţunder. Ţunderul se adaugă numai în cazul cînd fiero-siliciul

proaspăt măcinat manifestă o tendinţă mare de precipitare. Încercările s-au bazat pe întrebuinţarea fiero-siliciului rezultat ca produs secundar la fabricarea carbidului.

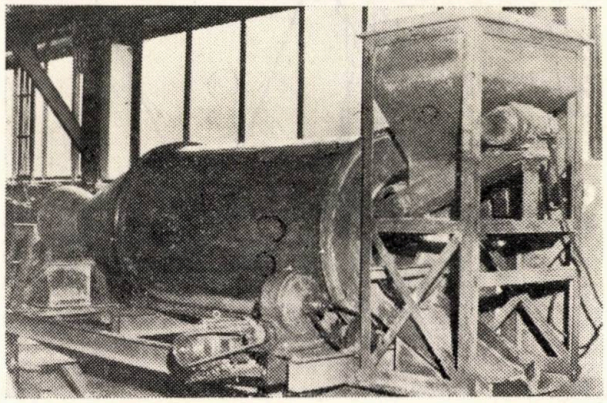


Fig. 11. Separator cilindric pentru prepararea în medii dense.

S-au luat probe din fiero-siliciu, care a fost adus în blocuri mari cu un conţinut de 17—22% Fe şi cu o greutate specifică de la 6,2 pînă la 6,6. Materialul a fost spart manual, iar apoi sfărîmat în concasor şi într-o moară cu impact. În ultima fază fiero-siliciul a fost măcinat la umed în moara cu bile instalată în circuit închis cu un clasor cu greble. Materialul definitiv prelucrat a fost preluat din preaplinul clasorului. Cîteva exemple de analize de sită ale fiero-siliciului efectuate în Institut sînt arătate în tabela 4.

Tabela 4

Analiza granulometrică de Fe-Si folosit la încercările din Institut

Clasa	Analiza granulometrică				
	I	II	III	IV	V
0,2	0,3	3,1	3,4	6,3	10,8
0,1	2,7	6,5	8,2	11,0	19,5
0,0075	5,0	12,0	17,8	15,4	14,7
0,075	92,0	78,4	71,1	67,8	50,0
Total	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Dificultăţile principale ce s-au ivit în cursul încercărilor au fost cauzate de nestăpînirea metodei de regenerare a fiero-siliciului.

Aci trebuie menţionat că ne dăm perfect seama că o regenerare raţională a suspensoidului constituie problema cea mai esenţială a metodei de preparare în medii dense.

În Institut s-a executat periodic o deşlamare de fiero-siliciu cu ajutorul unui separator magnetic cu disc şi în hidrocicloane.

Schema separatorului magnetic cu disc folosit este arătată în fig. 12 şi 13. În acest dispozitiv şlamul cu fiero-siliciu se aduce sub discul rotativ pe care se află magneţi. Discul reprezintă un mijloc de transport. Fiero-siliciul purificat trece în partea inferioară a vasului conic, în timp ce şlamul trece în preaplin. Viscozitatea mediului dens, cu tendinţa de creştere a ei, este factorul care împiedică prelucrarea, prin metodele obişnuite, fracţiei granulometrice sub 5 mm.

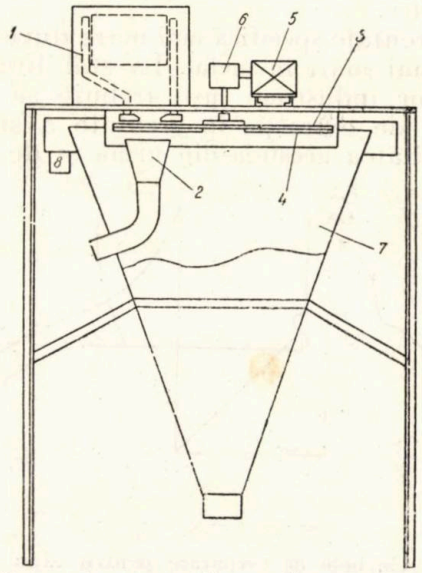


Fig. 12. Separator magnetic cu disc pentru regenerarea fiero-siliciului.

În scopul reducerii limitei granulometrice la preparare în medii dense, s-au efectuat în Institut încercări de folosire a hidrocicloanelor sub formă de separator.

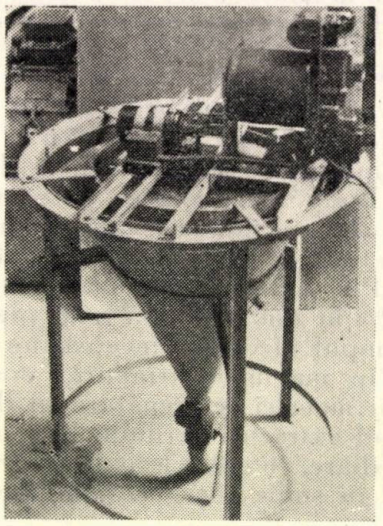


Fig. 13. Separator magnetic cu disc pentru regenerarea fiero-siliciului

Clasele granulometrice de 5—1 mm au fost supuse încercărilor, folosindu-se un hidrociclon cu diametrul d=200 mm şi cu diametrul duzei de alimentare d_1=15 mm.

Raportul volumetric între minereul şi mediul dens cu o greutate specifică de 2,88 a

fost de 1 : 10. Pornind de la materialul alimentat, specificat în tabelele 2 şi 3, s-a obţinut, în preaplin, un steril cu conţinut de 0,84%—1% Zn la o extracţie în greutate în limitele de 35—45% Zn.

Încercările de acest gen nu sînt încă terminate. Dificultăţile întîmpinate sînt legate de alegerea materialului corespunzător hidrociclonului şi pompei respective; de asemenea, ele sînt legate de tehnica separării produselor concentrate de mediu dens compus din fiero-siliciu.

Spălarea claselor granulometrice mici atrage după sine necesitatea diluării intensive a fiero-siliciului cum şi dificultăţile legate de îngroşarea lui ulterioară la greutatea specifică dorită.

Măsurătorile fizico-chimice ale proprietăţilor suspensiilor minerale

Problema fundamentală a mediilor dense o constituie separarea mai bună a componenţilor din minereu în limitele greutăţilor specifice cît mai posibil de reduse. Uşurinţa cu care va pluti fracţia uşoară şi se va scufunda fracţia grea depinde în cea mai mare măsură de viscozitatea mediului.

Acest fapt implică necesitatea unui control permanent asupra viscozităţii şi greutăţii specifice a mediului. Măsurătorile mediului stabilesc modificările superficiale ale masei însăşi şi gradul de impurificare a acesteia.

Cu toată spălarea minuţioasă a minereului anterior introducerii sale în mediu, acesta din urmă se transformă în tulbureala compusă din şlamuri şi materialul fărîmiţat provenit din masă. Analizînd posibilitatea introducerii unor tipuri cunoscute de aparate pentru măsurarea viscozităţii mediului dens, ajungem la concluzia că aci pot fi folosite aparate pentru măsurarea viscozităţii bazate pe principiul de determinare a timpului necesar ieşirii la suprafaţă sau a unghiului de torsiune.

În condiţiile de laborator va fi folositor un aparat practic şi simplu, care reprezintă o modificare a viscozimetrului Engler.

El este compus dintr-un colector sub formă de pîlnie, cu preaplinul care cuprinde exact volumul etalonat al lichidului. După umplerea colectorului pînă la suprascurgere, se măsoară, la început, durata ieşirii la suprafaţă a apei curate, apoi a mediului dens.

Cu ajutorul viscozimetrului „Ghintvetmet" se poate determina viscozitatea absolută şi relativă, însă această determinare este anevoioasă. Dificultăţi similare se ivesc la măsurarea mediului cu viscozimetrul Kampf.

În timpul preparării în medii dense, viscozitatea trebuie să fie controlată prin aplicarea metodelor simple şi rapide. În tendinţa de a simplifica şi a îmbunătăţi tehnica de măsurare, Institutul nostru a acordat atenţie măsurării conductibilităţii mediului. Bazîndu-se pe premizele formulate de Morgan,

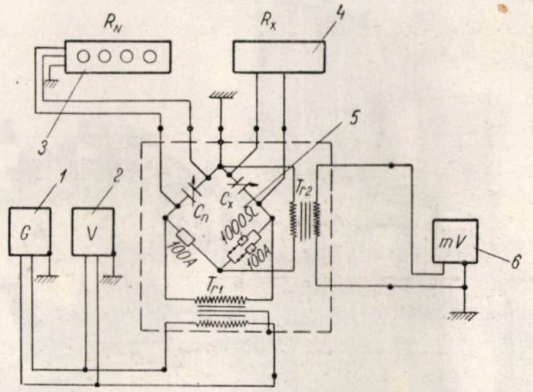


Fig. 14. Aparatura pentru stabilirea rezistenţei electrice :
— generator acustic ; — voltmetru electronic ; — reostat decimal ; vas de măsurat ; — punte Maxwell ; — milimetru electronic.

Peerson şi Sion-Huan-Sun, s-a cercetat conductibilitatea electrică a diferitelor suspensii minerale.

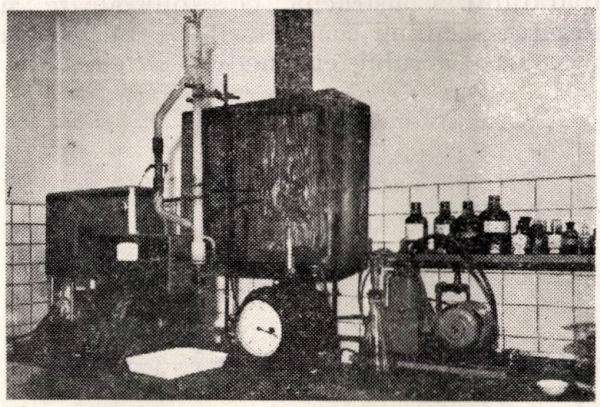


Fig. 15. Aparatura pentru cercetarea conductibilităţii electrice a suspensiei şi diferite tipuri de vase de măsurat.

La încercări a fost folosit curentul alternativ cu o frecvenţă de 1—20 Kc.

Instalaţia a fost compusă dintr-un generator de înaltă frecvenţă, o punte Maxwell, un voltmetru electronic, un milivoltmetru electronic, un vas de măsurat, o garnitură de rezistenţe decimale, o pompă de vid şi un măsurător de preaplin.

Conectarea aparaturii se face în conformitate cu schema din fig. 14.

Aparatura pentru cercetarea conductibilităţii electrice a mediului şi diferitele tipuri de vase de măsurat sînt arătate în fig. 15 şi 16.

Vase de măsurat de sticlă au evoluat prin trei modificări, arătate în fig. 15 şi 16. La începutul încercărilor au fost întîmpinate dificultăţi în obţinerea unei circulaţii regulate a mediului între electrozi.

Circulaţia în acest aparat o asigură în mod permanent o cantitate măsurată de aer debitat. Aerul se introduce în partea de jos a

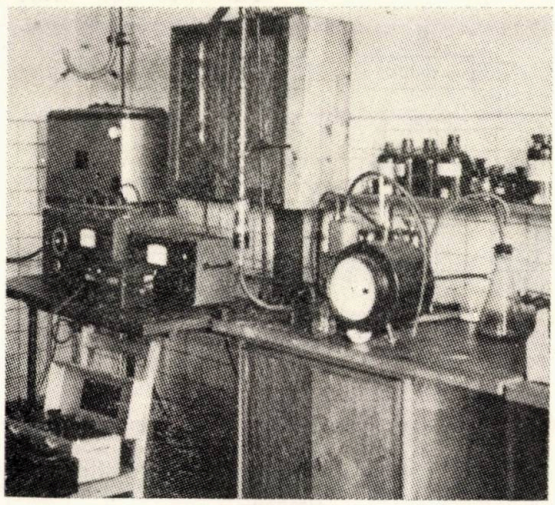


Fig. 16. Aparatura pentru cercetarea conductibilităţii electrice a suspensiei şi diferite tipuri de vase de măsurat.

aparatului. Construcţia corespunzătoare şi alegerea secţiunii conductorilor contribuie la evacuarea aerului cu mediul în circulaţie,

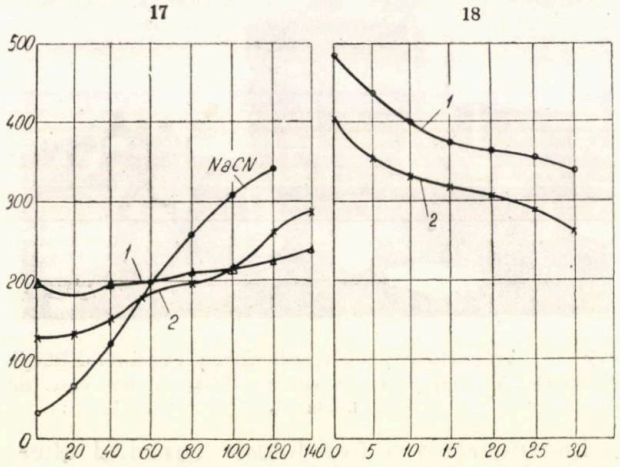


Fig. 17. Influenţa adaosului de reactivi de flotaţie asupra conductibilităţii minereului zincos :

200 g de minereu cu granulaţie 0,06 mm ; 1000 ml apă distilată ; frecvenţa 15 Kc/s ; temperatura 16°C ; — xantat + 15 mg NaCN + 30 mg CuCl ; X — CuCl + 15 mg NaCN ; O — NaCN.

1 — xantat + 15 mg NaCN + 300 mg $CuCl_2$; 2 — $CuCl_2$ + 15 mg NaCN.

Fig. 18. Influenţa adaosului de şlam (dolomita pisată în mojar) asupra suspensiei de fiero-siliciu :

200 g de fiero-siliciu ; 1000 ml apă distilată ; 100 g de marcasit sau blendă ; temperatura 16°C ; O fier-siliciu + 100 g marcasit ; X — fier-siliciu + 100 g blendă ; frecvenţa 15 Kc/s.

1 — Fe-Si + 100 g marcasită ; 2 — Fe-Si + 100 g blendă

înainte de măsurarea conductibilităţii. Electrozii sînt confecţionaţi din plăci de cupru, montaţi în peretele vasului de măsurat. Aparatul este etalonat prin stabilirea constantei sale în conformitate cu regulile generale aplicate la măsurarea conductibilităţii lichidului. Tensiunea iniţială a generatorului a fost de 40 V. Încercările s-au efectuat prin folosirea diferitelor frecvenţe în limita de 1 la 20 Kc, cercetîndu-se influenţa impurităţilor minerale asupra conductibilităţii suspensiei de fiero-siliciu.

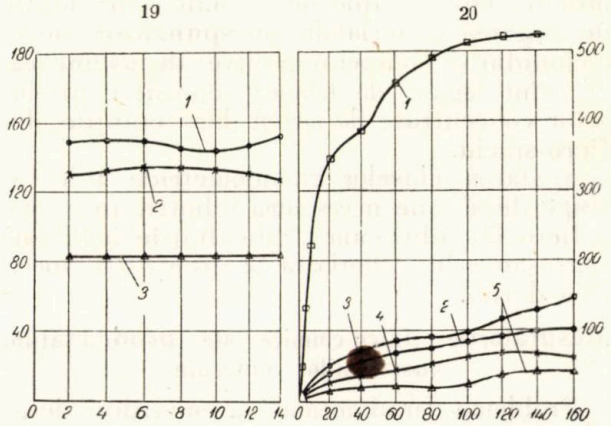


Fig. 19. Frecvenţa în funcţie de conductibilitatea blendei, a marcasitului şi a suspensiei de fiero-siliciu:

O — 200 g marcasit ; 1 000 ml apă distilată ; temperatura 16° C ; × — 200 g blendă, 1 000 ml apă distilată, temperatura 16°C Δ — 200 g fiero-siliciu, 1 000 ml apă distilată, temperatura 16°C.

1 — 200 g marcasită + 1 000 ml apă distilată ; 2 — 200 g blendă + 1 000 ml apă distilată ; 3 — 200 g Fe-Si + 1 000 ml apă distilată.

Fig. 20. Influenţa adaosului de minerale în g/l de apă distilată, frecvenţa 15 Kc, temperatura de măsurare 16°C, granulaţia mineralelor ca şi în celelalte figuri — 0,06 mm :

■ — adaos de marcasit ; O — adaos de blendă ; — adaos de fiero-siliciu ; × — adaos de galenă ; Δ —adaos de alumină.

1 — adaos de marcasită ; 2 — adaos de Fe-Si ; 3 — adaos de blendă ; 4 — adaos de galenă ; 5 — adaos de siliciu.

Scopul acestor măsurări constă în stabilirea unei metode simple şi rapide de determinare a gradului de impurificare cu şlam a suspensiei de fiero-siliciu. Totodată, în timpul cercetărilor s-a efectuat o serie de măsurători ale conductibilităţii diferitelor suspensii minerale (ca tulbureala de minereu sau de cărbune supus flotaţiei), căutîndu-se prin aceasta de a stabili cantitatea de reactivi de flotaţie şi calitatea lor. Unele rezultate obţinute sînt arătate în fig. 17—20. La încercările efectuate s-a constatat că, păstrînd condiţiile de temperatură adecvate în timpul măsurătorilor, la o eliminare corespunzătoare a aerului şi la stabilirea echilibrului între faza gazoasă şi cea lichidă şi între ionii din soluţie, se obţin rezultate care se repetă.

Există o diferenţă considerabilă între rezistenţele suspensiilor „pure" şi cele impurificate cu şlam.

Luînd în consideraţie simplicitatea şi precizia măsurărilor, se pare că metoda examinată poate fi aplicată la analizele calitative ale unor suspensii minerale, iar rezultatele pot fi prezentate atît în valori absolute cît şi în valori relative.

Tehnologia materialelor folosite în industria nucleară *)

Conf. univ. **Luigi Dobrescu**
Candidat în ştiinţe tehnice

La sfîrşitul secolului trecut, H. Becquerel descoperă radioactivitatea naturală a elementelor, fără să-şi dea seama însă de marea importanţă pe care o va avea descoperirea sa asupra destinelor omenirii.

Ani de-a rîndul, semnificaţia schimbărilor ce au loc în materie în timpul dezintegrării radioactive nu a fost înţeleasă. În cele din urmă însă, datorită eforturilor excepţionale depuse de un număr mare de fizicieni, printre care citäm pe soţii Curie şi pe Rutherford, s-a putut stabili că energia degajată în timpul dezintegrării radioactive este de mii de ori mai mare pe atom, decît energia degajată în cele mai energice reacţii chimice.

Singura explicaţie ce se poate da acestui fenomen este că materia conţine în interiorul său rezerve enorme de energie şi că, prin distrugerea atomului care are loc în timpul schimbărilor radioactive, o mare parte din această energie poate fi pusă în libertate.

Această concepţie a fost fundamentată ştiinţific în anul 1905 de către Albert Einstein, care a dat faimoasa lege a echivalenţei dintre materie şi energie. Conform acestei teorii un kilogram de materie este echivalent cu 23 000 000 000 kwh de energie. Matematic, legea lui Einstein poate fi exprimată prin relaţia egalităţii dintre energia echivalentă a unei mase şi masa înmulţită cu viteza luminii la pătrat :

$$E = Mc^2.$$

Ţinîndu-se seama de legea conservării energiei şi de faptul că prin dezintegrare masa substanţei se micşorează, rezultă că o parte din masă se transformă — în acest fenomen — în energie.

Prin dezintegrarea naturală, observată numai la un număr mic de elemente cu greutate atomică mare, nu se poate obţine o cantitate de energie utilizabilă, deoarece, pe de o parte, elementele radioactive naturale sînt foarte puţin răspîndite în scoarţa pămîntului, iar — pe de altă parte — viteza cu care se degajă energia este extrem de mică, în unele cazuri emiterea numai a unei mici părţi din energia echivalentă masei necesitînd milioane de ani.

În scopul eliberării rapide a energiei conţinute în materie, s-au executat nenumărate studii, care au dus pînă în cele din urmă la rezolvarea problemei.

În anul 1919, s-au găsit mijloacele de crearea radioactivităţii artificiale prin bombardarea nucleelor de elemente stabile, cu ajutorul particulelor elementare de mare energie, pentru obţinerea cărora, în multe cazuri, este necesar să se consume o cantitate de energie mai mare decît aceea care se poate degaja prin dezintegrarea nucleului radioactiv obţinut. Este evident, aşadar, că nici pe această cale nu se putea rezolva problema obţinerii, pentru scopuri practice, a energiei conţinute în materie.

De abia în anul 1939 s-a descoperit un nou tip de dezintegrare atomică, cunoscută sub denumirea de fisiune. Prin acest fenomen, care va fi explicat în cele ce urmează, nu numai că se poate obţine o cantitate mai mare de energie decît aceea degajată prin dezintegrarea radioactivă, dar se poate produce o reacţie nucleară înlănţuită controlabilă, prin care se obţine cantitatea dorită de energie.

Imediat după această epocală descoperire, ştiinţa nucleară a evoluat într-un ritm fără precedent în vreun al domeniu. Evoluţia a fost atît de rapidă, încît — în unele cazuri — reactoarele nucleare proiectate pentru producerea energiei nucleare controlate s-au demodat chiar înainte de a fi construite.

În prezent, problemele ce se pun pentru producerea energiei nucleare prin fisiune, cu ajutorul reactoarelor nucleare, au depăşit cu mult limitele ştiinţei pure şi ale studiilor de laborator, trecînd în domeniul tehnic industrial. Toate aspectele tehnice pe care le prezintă proiectarea, construirea şi utilizarea reactoarelor nucleare formează astăzi o nouă ramură industrială, aceea a tehnicii nucleare.

Dintre toate problemele pe care le pune tehnica nucleară, cea mai complexă este aceea a alegerii şi a procurării materialelor necesare pentru construcţia reactoarelor nucleare.

Pentru producerea materialelor de calitatea necesară construirii reactoarelor nucleare, au fost elaborate — în ultimul timp — procedee noi tehnologice legate de prepararea minereurilor, de metalurgie, de chimie etc., cum sînt acelea folosite la extragerea şi la prelucrarea uraniului, a toriului, a zirconiului, a beriliului, a titanului etc.

Importanţa materialelor pentru construcţia reactoarelor constă în faptul că aceste dispozitive funcţionează tocmai datorită proprietăţilor nucleare ale acestor materiale şi modului cum sînt asamblate.

Un reactor nuclear este, în principiu, un dispozitiv care transformă energia potenţială a unor materiale fisionabile ca uraniul (U^{235}, U^{233}) sau plutoniul (Pu^{239}) în căldură, cu sau fără producerea simultană a unor materiale fisionabile.

Din punct de vedere constructiv, reactoarele nucleare sînt un ansamblu de materiale fisionabile şi nefisionabile, în cantitate suficientă şi în aşa fel aranjate încît să poată suporta o reacţie nucleară în lanţ.

Construcţia şi condiţiile de funcţionare a reactoarelor pot varia în limite foarte largi, care depind — în esenţă — de scopul pe care trebuie să-l îndeplinească reactorul şi de materialele de care dispunem pentru construcţia sa.

*) Conferinţă ţinută în cadrul secţiei de mine a Consiliului Central A.S.I.T. la 2 decembrie 1957.

Alegerea materialelor folosite pentru construcția reactoarelor depinde de proprietățile lor și de posibilitățile de procurare.

În cele ce urmează, ne vom ocupa de această problemă, considerînd-o ca fiind cea mai importantă din întreaga tehnică nucleară și, totodată, ca fiind legată direct de sectorul de activitate al secției noastre A.S.I.T.

Materialele folosite în construcția reactoarelor se pot clasifica în combustibili nucleari, materiale fertile pentru producerea unor noi combustibili, moderatoare (în reactoarele cu neutroni termici și epitermali), reflectoare, materiale pentru răcire, materiale structurale, materiale pentru controlul reactorului și materiale pentru protecția împotriva radiațiilor.

Rolul fiecărui material este indicat în tabela 1 și va fi explicat în cele ce urmează.

Tabela 1

Principalele materiale folosite la construcția reactoarelor nucleare

Nr. crt.	Componenții reactorului	Materialul	Funcțiunea îndeplinită
1	Combustibili nucleari	U^{233}, U^{235}, Pu^{239},	Susține reacția de fisiune
2	Materiale fertile	U^{238}, Th^{232}	Absoarbe excesul de neutroni și generează un nou combustibil
3	Moderatoare	Grafitul, H_2O D_2O, Be, BeO	Reduce energia neutronilor
4	Materiale pentru răcire	Aer, He, H_2O D_2O, Na, Bi	Scoate căldura din reactor
5	Materiale structurale	Al, Zr. Fe (oțel special)	Formează scheletul reactorului și protejează elementele combustibile împotriva uzurii
6	Materiale pentru control	Cd. B, Hf	Reglează nivelul de energie al neutronilor
7	Materiale de protecție	$Fe+H_2O$ betoane etc.	Protejează persoanele împotriva radiațiilor

Pentru a putea fi folosite la construcția reactoarelor, materialele alese trebuie să îndeplinească o serie de condiții care se referă la:

— proprietățile nucleare (secțiune eficace de absorbție, fisiune, putere de încetinire etc);
— proprietățile termice (transfer de căldură, dilatare etc.);
— proprietățile mecanice (rezistența la întindere, compresiune, ductilitate etc.);
— proprietățile chimice;
— posibilitățile de prelucrare (forjare, topire, laminare etc.);
— rezistența la coroziune;
— rezistența la acțiunea distrugătoare a radiațiilor;
— toxicitatea;
— posibilitățile de procurare, prețul de cost etc.

Din cauza acestor numeroase condiții pe care trebuie să le îndeplinească, numărul materialelor folosite în prezent pentru construcția reactoarelor nucleare este relativ redus, așa cum reiese din tabela 1.

Puritatea excepțională cerută materialelor pentru reactoarele nucleare a pus tehnicii moderne probleme extrem de dificile.

Multe dintre metalele folosite în construcția reactoarelor sînt foarte electronegative, prezentînd o tendință puternică de a se combina cu oxigenul, cu azotul, cu hidrogenul etc. Din această cauză, afinarea metalului este foarte dificilă, de cele mai multe ori impunîndu-se eliminarea impurităților ce-l însoțesc, chiar înainte de extragerea lui din mineralele care-l conțin. Din acest punct de vedere, extracția unora dintre metalele folosite în construcția reactoarelor se aseamănă cu cea a aluminiului.

Multe dintre metalele folosite în construcția reactoarelor nucleare erau cunoscute acum cîțiva ani numai în laborator și prezentau un interes pur științific. Astăzi, însă, aceste metale se extrag în cantități de mii și zeci de mii de tone, într-o puritate care depășește de multe ori pe aceea a reactivilor chimici proanaliză.

Pentru rezolvarea problemelor de extracție a acestor metale din minereurile lor, au fost elaborate în ultimii zece ani procedee tehnologice noi, cum sînt cele hidrometalurgice, combinate cu extracția prin solvenți sau prin schimb de ioni și altele. Multe dintre procedeele aplicate sînt discontinue, neputîndu-se executa decît în aparatură de dimensiuni mici.

Alături de procedeele noi de extracție, s-au dezvoltat și procedee speciale de prelucrare. Fiind vorba, de multe ori, de prelucrarea unor metale care se topesc la temperaturi de peste 1 800°C și care prezintă pericolul unei oxidări extrem de puternice la temperatura de topire, a fost nevoie de elaborarea unor procedee noi de turnare în vid sau în atmosferă de gaze inerte. Concomitent, s-a dezvoltat o tehnică nouă de prelucrare, și anume aceea a metalurgiei pulberilor.

Pentru obținerea materialelor corespunzătoare din punctul de vedere al calității funcționării reactoarelor, a fost necesar — în unele cazuri — să se pună la punct procedee industriale pentru separarea izotopilor. Astfel, au fost elaborate metode pentru separarea izotopilor uraniului (U^{238}, U^{235}, U^{233}) plutoniului (Pu^{239}), borului (B^{10}), ai apei grele etc.

În cele ce urmează, vom descrie pe scurt funcțiunile, proprietățile și tehnologia principalelor materiale folosite în construcția reactoarelor.

Combustibilii nucleari și materialele fertile

Sînt denumiți combustibili nucleari acei izotopi care au proprietatea de a fisiona prin bombardarea cu neutroni de energii mici sau potrivite (sub 0,1 MeV), punînd în libertate, pe lîngă fragmentele de fisiune, o cantitate enormă de energie și un număr variabil de neutroni, care pot — la rîndul lor — să producă fisiunea altor nuclee fisionabile, menținînd astfel reacția în lanț.

Singurii combustibili nucleari folosiți în prezent sînt U^{235}, U^{233} și Pu^{239}.

Pentru înțelegerea rolului îndeplinit de acești izotopi în construcția reactoarelor, este necesar să ne oprim puțin asupra fenomenului de fisiune și de reacție înlănțuită.

Pînă la descoperirea fisiunii în anul 1939, nu se puteau prevedea posibilitățile folosirii enormei energii conținute în materie. O dată cu descoperirea acestui fenomen, s-a văzut că, dacă vom reuși să realizăm pe scară industrială fisionarea unor cantități mari de nuclee atomice, vom putea spera să devenim stăpînii unei energii inepuizabile.

Atomii tuturor elementelor sînt constituiți, după cum se știe, dintr-un număr redus de particule ele-

mentare, dintre care cele mai importante sînt : protonii, neutronii şi electronii.

Fiecare atom este format dintr-un sîmbure (nucleu) cu un diametru de 10^{-12} cm, constituit — la rîndul lui — dintr-un număr dat de neutroni şi de protoni (denumiţi împreună nucleoni) şi înconjurat de unul sau de mai mulţi electroni ce se rotesc în jurul său pe orbite cu un diametru mediu de 10^{-8}. Fiecare proton din nucleu are o sarcină electrică pozitivă şi o masă practic egală cu cea a neutronului ($1{,}674 \times 10^{-24}$ g) care nu posedă sarcină electrică. Electronii au masa mult mai redusă (de circa 1 836 de ori mai mică) şi o sarcină electrică negativă egală cu aceea a protonului.

Ţinînd seamă de dimensiunile nucleului, ale orbitei electronilor şi de dimensiunile acestora (10^{-13} cm), este uşor de văzut că cea mai mare parte a spaţiului ocupat de atom este gol. Masa atomului este acumulată integral în nucleu. Multe dintre proprietăţile fizice şi chimice ale atomilor sînt determinate de existenţa şi de numărul electronilor, care — în atomii stabili — este totdeauna egal cu al protonilor din nucleu. Acest lucru a fost prevăzut de Mendeleev, în celebrul său tablou periodic al elementelor.

Factorul care distinge un atom de alt tip de atom, deci un element de altul, este diferenţa dintre numărul de nucleoni din nucleele respective. Hidrogenul, care este cel mai simplu atom, are un nucleu constituit numai dintr-un proton şi un electron. Atomul izotopului de uraniu 238 (U^{238}) constă din 92 de electroni, 92 de protoni şi 146 de neutroni.

Pot exista în natură nuclee care au acelaşi număr de protoni, însă numere de masă diferite. Aceste nuclee constituie izotopii aceluiaşi element. Ele au aceleaşi proprietăţi chimice, iar proprietăţile fizice diferă într-o mică măsură. Singura deosebire importantă dintre aceste elemente este diferenţa de masă.

O proprietate importantă a materiei constă în faptul că elementele ale căror nuclee conţin mai mult de 90 de protoni (toriu), care au — în acelaşi timp — şi un număr mare de neutroni, sînt instabile, avînd tendinţa de a se dezagrega radioactiv, trecînd în elemente mai uşoare. Acesta este cazul elementelor Th, Pa, U, care au — toate — un număr de masă mai mare de 230. Din motive ce pot fi demonstrate matematic, elementele care conţin un număr atît de mare de nucleoni sînt la limita stabilităţii şi, dacă — într-un fel oarecare — se aduce în nucleul lor unul sau mai mulţi neutroni, ei se sparg teoretic în două părţi egale, formînd astfel nucleele a două elemente uşoare. Acest fenomen poartă denumirea de *fisiune nucleară*.

Din motive pe care nu este cazul să le demonstrăm aici, unele dintre nucleele grele au o probabilitate mai mare de fisionare decît altele. Această probabilitate este măsurată prin secţiunea eficace de fisiune faţă de neutronii de o anumită energie. Menţionăm aici că secţiunea eficace nu se referă numai la fisiune, ci şi la orice altă reacţie nucleară (difuzie, absorbţie etc.).

Revenind la fisiune, trebuie să menţionăm că producerea fenomenului depinde, afară de natura nucleului, şi de energia neutronilor care pătrund în el. În general, fisionarea propriu-zisă se face mai uşor cu neutroni de energii mari, însă probabilitatea de a se petrece fenomenul (deci secţiunea eficace de fisiune) este mai mare cu cît energia neutronilor este mai mică.

Dintre izotopii cunoscuţi, care pot fi obţinuţi industrial, cel mai uşor fisionează U^{235}, U^{233} şi Pu ^{239}, care — după cum am arătat — sînt singurii folosiţi drept combustibili nucleari.

Prin fisionarea acestor izotopi, se produce o serie de izotopi uşori, cunoscuţi sub denumirea de fragmente de fisiune, ale căror nuclee au numere atomice între 34 (seleniul) şi 57 (lanthanul).

O dată cu fragmentele de fisiune, apar şi 2—3 neutroni noi (fig. 1) care au o mare importanţă, deoarece ei pot produce fisiunea unui alt nucleu din apropiere, producînd aşa-numita reacţie în lanţ.

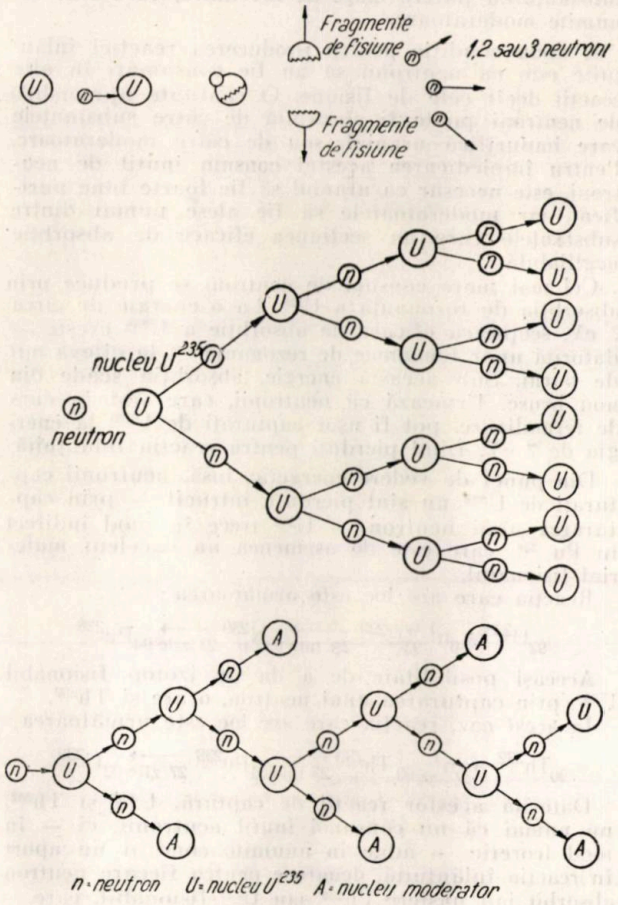


Fig. 1.

Reacţia de fisiune are loc cu producerea unei cantităţi enorme de energie (circa 200 MeV pentru fiecare atom fisionat). Dacă reacţia are loc înlănţuit, cantitatea de energie degajată de un gram de U^{235}, într-o zi este de circa 1 300 CP.

Reacţia înlănţuită poate fi produsă *controlat*, aşa cum se întîmplă în cazul reactoarelor nucleare, sau în mod exploziv cum se produce în cazul exploziilor atomice. În acest articol, ne vom ocupa numai de primul caz. Reacţia înlănţuită poate fi controlată prin introducerea — în sistemul de reacţie — a unor materiale cu mare putere de absorbţie pentru neutroni, care poartă numele de materiale pentru control.

Producerea reacţiilor de fisiune înlănţuite este condiţionată de :

— probabilitatea ca neutronii emişi dintr-o reacţie precedentă să producă fisiunea altor nuclee fisionabile;

— probabilitatea ca neutronii emişi să nu fie capturaţi, pentru a da alte reacţii decît cele de fisiune;

— probabilitatea ca neutronii să nu scape din sistem.

Prima condiţie depinde de numărul nucleelor fisionabile şi de mărimea secţiunii eficace pentru fisiune la o anumită energie a materialelor fisionabile.

Se poate demonstra matematic că secţiunea eficace de fisiune a combustibililor nucleari creşte invers proporţional cu energia neutronilor, fiind maximă cînd aceştia au energie termică. Rezultă de aici că reacţia înlănţuită se va produce cu atît mai uşor cu cît con-

centrația de materiale fisionabile din sistem va fi mai mare și cu cît energia neutronilor va fi mai aproape de cea termică. Termalizarea neutronilor poate fi făcută rapid, dacă în sistemul de reacție se introduc substanțe cu putere mare de încetinire, care sînt denumite moderatoare.

A doua condiție pentru producerea reacției înlănțuite este ca neutronii să nu fie consumați în alte reacții decît cele de fisiune. O cantitate apreciabilă de neutroni poate fi absorbită de către substanțele care impurifică uraniul, sau de către moderatoare. Pentru împiedicarea acestui consum inutil de neutroni, este necesar ca uraniul să fie foarte bine purificat, iar moderatoarele să fie alese numai dintre substanțele care au secțiunea eficace de absorbție neglijabilă.

Cel mai mare consum de neutroni se produce prin absorbția de rezonanță a U^{238}. La o energie de circa 7 eV, secțiunea eficace de absorbție a U^{238} crește — datorită unor fenomene de rezonanță — la cîteva mii de barni. Sub această energie, absorbția scade din nou brusc. Urmează că neutronii, care sînt în curs de termalizare, pot fi ușor capturați de U^{238} la energia de 7 eV, fiind pierduți pentru reacția înlănțuită.

Din punct de vedere energetic, însă, neutronii capturați de U^{238} nu sînt pierduți, întrucît — prin capturarea unui neutron — U^{238} trece în mod indirect în Pu^{239}, care este de asemenea un excelent material fisionabil.

Reacția care are loc este următoarea :

$$_{92}U^{238} + {}_{0}n^{1} \rightarrow {}_{92}U^{239} \xrightarrow[23\ min]{} {}_{93}N_{p}^{239} \xrightarrow[23\ zile]{} {}_{94}Pu^{238}$$

Aceeași posibilitate de a da un izotop fisionabil U^{233}, prin capturarea unui neutron, o are și Th^{232}.

În acest caz, reacția care are loc este următoarea :

$$_{90}Th^{232} + {}_{0}n^{1} \rightarrow {}_{90}Th^{233} \xrightarrow[23\ min]{} {}_{91}Pu^{233} \xrightarrow[27\ zile]{} {}_{92}U^{233}$$

Datorită acestor reacții de captură, U^{238} și Th^{232}, nu numai că nu consumă inutil neutronii, ci — în mod teoretic — aduc în anumite condiții un aport în reacția înlănțuită, deoarece pentru fiecare neutron absorbit iau naștere Pu^{239} sau U^{233} fisionabil, care — prin fisiune — produc un surplus de circa doi neutroni. Deoarece însă formarea Pu^{239} și a U^{233} nu este instantanee, în mod practic absorbția masivă poate duce la oprirea reacției înlănțuite, fapt pentru care se impune folosirea fie a U^{235} liber de U^{238}, operație greu de realizat în practică, fie a unui moderator cu mare putere de încetinire.

Prima metodă se aplică în cazul reactoarelor cu neutroni rapizi, iar a doua în cel al reactoarelor termice sau epitermale.

Uraniul (U^{238}) și toriul (Th^{232}), singurii izotopi care dau — prin absorbția neutronilor — materiale fisionabile, poartă denumirea de materiale fertile.

A treia condiție pentru producerea reacției înlănțuite este ca pierderile de neutroni, prin scăparea din sistem, să fie minime.

Înconjurarea spațiului activ al reactoarelor cu pereți constituiți din materiale care au mare putere de a reflecta neutronii (reflectoarele) reduce mult pericolul de scăpare a neutronilor din sistem.

Dintre combustibilii nucleari, U^{235} este singurul care se găsește în cantitate exploatabilă în natură, împreună cu U^{238}. Ceilalți combustibili nucleari U^{233} și Pu^{239}, se obțin numai prin reacțiile indicate anterior.

Uraniul natural este un amestec de U^{235} și de U^{238}, în raportul 1/139. El se extrage din minereurile de uraniu, care sînt destul de abundente în natură, însă în concentrații relativ mici. Răspîndirea uraniului în scoarța pămîntului este, în medie, de 4 g/t. Se găsește în cantități mai mari în rocile eruptive acide (granitele conțin 9 g/t și granodioritele 7,7 g/t). În rocile eruptive bazice, conținutul mediu de uraniu este mai scăzut fiind de 3,3 g/t în bazalte de 2,3 g/t în gabrouri și de 1,4 g/t în rocile ultrabazice. Datorită prețului ridicat al uraniului (circa 70 de dolari/kg), se pot exploata minereuri care au un conținut de 0,015% U_3O_8 (sau chiar 0,01% cînd conțin și alte elemente utile).

Principalele minerale de uraniu care se găsesc în minereurile exploatabile sînt pechblenda (U_3O_8), uraninitul (UO_2), uranații carnotitul (vanadat de uraniu), fosfații, tantalații și titanații de uraniu. Aceste minerale se găsesc acumulate, în special, în zăcămintele pegmatitice, pneumatolitice și hidrotermale.

Tehnologia prelucrării uraniului variază în funcție de compoziția minereurilor de uraniu ce se tratează. Datorită naturii foarte complexe a minereurilor de uraniu și faptului că ele variază foarte mult în compoziție, detaliile schemelor pentru extracția uraniului din minereuri variază considerabil de la instalație la instalație.

Din punct de vedere economic, extragerea uraniului din minereuri se face cu atît mai ușor și mai convenabil cu cît conținutul de uraniu este mai mare. Obținerea unor concentrate mai bogate de uraniu din minereurile sărace se poate realiza prin diverse operații de preparare. Una dintre cele mai simple metode de concentrare a minereurilor de uraniu este alegerea manuală. Deoarece aspectul bucăților de minereu care conțin mineralele de uraniu nu diferă de al celor sterile, se folosește — pentru recunoașterea materialului util — proprietatea uraniului de a emite radiații radioactive.

Separarea se execută pe o masă sau pe o bandă de alegere, bucățile radioactive fiind detectate cu ajutorul unui contor Geiger-Műller. Procedeul a fost automatizat, în sensul că bucățile radioactive sînt separate mecanic cu ajutorul unui dispozitiv de evacuare, care este acționat de un sistem cu releu, ce primește comanda de la contor prin intermediul unui amplificator.

Minereurile, care conțin minerale de uraniu cu densitate mare (de exemplu, pechblenda și uranitul) și nu sînt prea fin diseminate, pot fi concentrate hidrogravitic (prin zețaj și mese). Un caz special de concentrare hidrogravitică este acela al minereurilor de uraniu cu colm, în care caz s-a reușit o concentrare în medii dense (colmul, avînd o densitate cuprinsă între 2,2—2,5, plutește, în timp ce ganga, constituită — de obicei — din calcar, se depune).

Minereurile care conțin minerale secundare de uraniu, ca autunitul, sorbenitul și gumitul, care sînt moi și dau ușor șlamuri, nu se pretează la concentrare hidrogravitică, deoarece se produc pierderi mari în șlamuri.

Minereurile de uraniu, care conțin carnotit și o gangă dură, pot fi concentrate printr-o sfărîmare judicioasă și printr-o clasare selectivă.

Carnotitul, fiind foarte friabil, se concentrează în clasele fine, în timp ce ganga rămîne în clasele mari.

În ultimul timp, flotația se aplică pe scară din ce în ce mai largă la cele mai variate tipuri de minereuri uranifere. Pot fi concentrate prin flotație minereurile cu pechblendă, uraninit, uranotorit, tantalați și fosfați de uraniu etc. Metoda a fost aplicată atît pentru concentrarea minereurilor bogate, în vederea obținerii unor concentrate cu un conținut de circa 10—50% U_3O_8 cît și pentru preconcentrarea unor minereuri foarte sărace, în scopul obținerii unor produse de 0,2—0,5 U_3O_8. Ca reactivi de flotație, se folosesc acidul oleic, oleații, împreună cu diverși spumanți și reactivi modificatori.

Extragerea uraniului din minereuri sau din concentrate se realizează prin dizolvarea acidă sau bazică, urmată de separarea sărurilor pure de uraniu din soluție, prin precipitarea și extracția cu solvenți organici sau cu rășini.

Schemele principale ale extracției uraniului din minereuri sînt indicate în fig. 2 și 3.

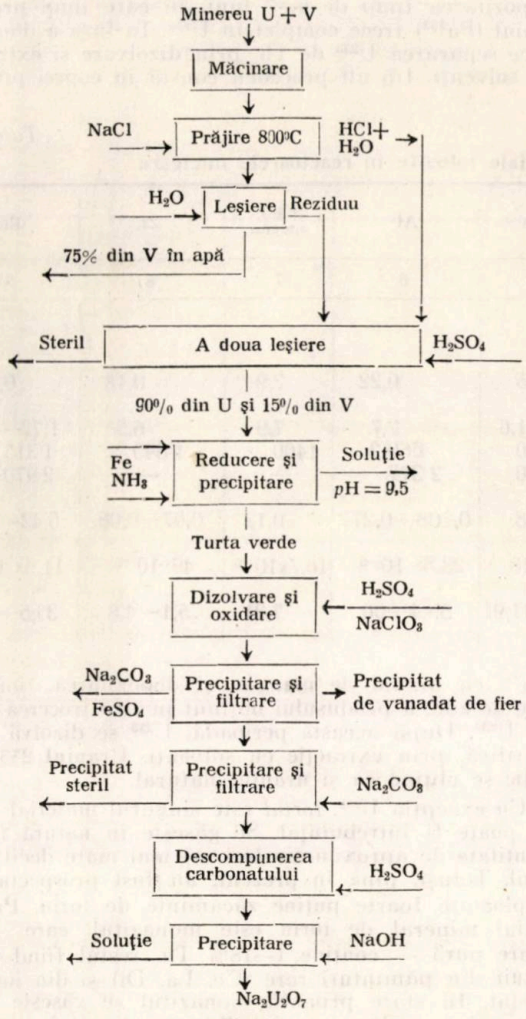


Fig. 2

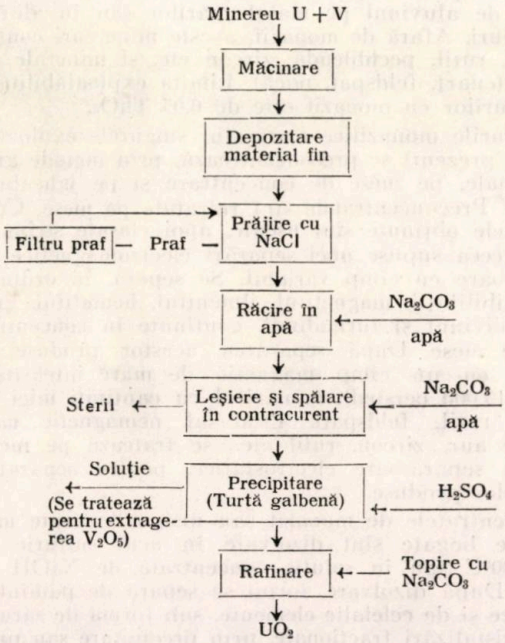


Fig. 3

Extracția cu solvenți este o metodă relativ nouă, care se aplică astăzi pe scară din ce în ce mai largă pentru purificarea și concentrarea anumitor soluții de metale rare. În principiu, metoda constă în tratarea soluției cu un compus organic insolubil în apă (eteri, cetone, esteri, diluați în hidrocarburi), care are proprietatea de a da, cu ionii metalului ce dorim să-l extragem sau cu moleculele care conțin acești ioni, compuși complecși. După separarea de soluția apoasă a soluției organice îmbogățite în ionii respectivi, complecșii astfel formați pot fi descompuși cu cantități reduse de acizi, de baze sau de apă, obținîndu-se soluții mult mai pure și mai concentrate.

Extracția cu rășini se bazează pe un fenomen de schimb de ioni și constă, în principiu, din absorbția ionilor metalului dorit la suprafața unor rășini organice sintetice special tratate și apoi din desorbția acestor ioni cu ajutorul unor soluții acide, bazice etc.

Ambele operații se fac continuu sau discontinuu, fie în turnuri de contact, fie în contactoare speciale.

Din soluțiile pure (de obicei, soluții de azotat de uranil) se obține — prin precipitare cu apă oxigenată — peroxidul hidratat de uraniu ($UO_2 \cdot 2H_2O$) din care se extrage uraniul, prin următoarele operații:

— obținerea bioxidului de uraniu ;
— obținerea fluorurii de uraniu (UF_4);
— reducerea fluorurii de uraniu cu calciu metalic;
— topirea și turnarea în vacuum.

Schema completă a operațiilor de obținere a uraniului metalic este indicată în fig. 4.

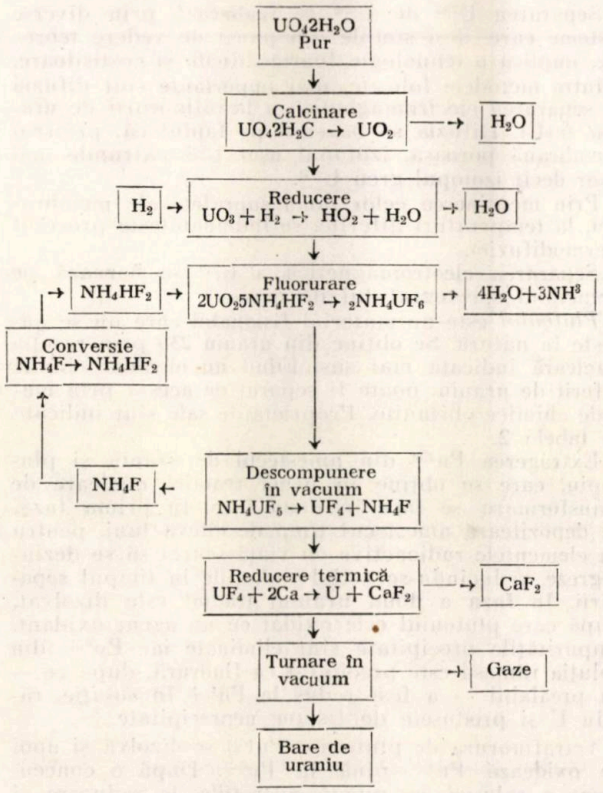


Fig. 4

Din punct de vedere metalurgic, uraniul poate fi prelucrat prin turnare în vacuum — procedeul metaloceramic — prin forjare, prin laminare etc.

În reactoarele nucleare, uraniul se folosește în stare metalică sub formă de bare, de blocuri, de bile sau de suspensii în bismut sau în alte metale topite, în stare de soluție (sulfat, azotat sau carbonat de uranil) ca oxid sub formă de blocuri sau suspensii apoase etc. Pregătirea acestor materiale se face după tehno-

logii speciale, pe care, însă, din cauza spațiului restrîns de care dispunem, nu le vom expune.

Proprietățile fizice ale uraniului metalic sînt indicate în tabela 2.

Unele reactoare folosesc uraniul 235 pur sau uraniul natural îmbogățit cu U^{235}.

Extragerea U^{233} din toriul iradiat se face în două faze. Prima fază constă, ca și în cazul plutoniului, în depozitarea timp de 6—7 luni, în care timp protactiniul (Pa^{233}) trece complet în U^{232}. În faza a doua, se face separarea U^{233} de Th, prin dizolvare și extracție cu solvenți. Un alt procedeu constă în coprecipitarea

Tabela 2

Principalele proprietăți fizice ale cîtorva materiale folosite în reactoarele nucleare

Proprietatea	Unități	U	Pu	Th	Al	Oțel special	Zr	Be
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Secțiunea eficace de absorbție pentru neutronii termici	bariu/atom	2,75	315	315	0,22	2,9	0,18	0,009
Densitatea (temperatura camerei)	g/cm³	19	19,6	11,6	2,7	7,9	6,5	1,79—1,85
Punctul de topire	°C	1 133	632	1 690	660,2	1400	1 845	1 315
Punctul de fierbere	°C	3 900	—	2 300	2 377	—	—	2 970
Căldura specifică la temperatura 0—600° C	cal/g°C	0,027—0,045	—	0,028	0,208—0,277	0,12	0,07—0,08	0,42—0,74
Coeficientul de dilatare liniară între 20—100° C	pe°C	anizotropi	—	$11,5x10^{-5}$	$23,8x\ 10^{-6}$	$16,7x10^{-6}$	$49x10^{-6}$	$11,5x\ 10^{-6}$
Conductivitatea termică, Kt, între 20—600°C	Kcal/hm°C	6,59—9,59	—	9,9—11,91	55,4—60	7,21	5,1—4,8	39,5—25,3

Separarea U^{235} de U^{238} se realizează prin diverse sisteme care, deși simple din punct de vedere teoretic, implică o tehnologie foarte dificilă și costisitoare. Dintre metodele folosite, mai importante sînt difuzia și separarea electromagnetică a hexafluorurii de uraniu (F_6U). Difuzia se bazează pe faptul că, printr-o membrană poroasă, izotopul ușor U^{235} pătrunde mai ușor decît izotopul greu U^{238}.

Prin menținerea celor două suprafețe ale membranei, la temperaturi diferite, se îmbunătățește procesul (termodifuzie).

Separarea electromagnetică a U^{235} se bazează pe principiul spectografului de masă.

Plutoniul este un material fisionabil care nu se găsește în natură. Se obține din uraniu 238 prin reacția nucleară indicată mai sus. Fiind un element chimic diferit de uraniu, poate fi separat de acesta prin metode chimice obișnuite. Proprietățile sale sînt indicate în tabela 2.

Extragerea Pu^{239} din amestecul de uraniu și plutoniu, care se obține în urma reacției nucleare de transformare, se face în două faze. În prima fază, se depozitează amestecul timp de cîteva luni, pentru ca elementele radioactive cu viață scurtă să se dezintegreze, reducîndu-se astfel radiațiile în timpul separării. În faza a doua uraniul iradiat este dizolvat, după care plutoniul este oxidat cu un agent oxidant. Impuritățile precipitate sînt eliminate iar $Pu^{6}+$ din soluția rămasă este precipitat ca fluorură, după ce — în prealabil — a fost redus la $Pu^{4}+$. În soluție, rămîn U și produsele de fisiune neprecipitate.

Tetrafluorura de plutoniu (PuF_4) se dizolvă și apoi se oxidează $Pu^{4}+$ pînă la $Pu^{6}+$. După o concentrare a soluției, se repetă operațiile de reducere și de oxidare încă de două ori. După aceea, se procedează la o extragere cu solvenți sau prin schimb de ioni. În locul precipitării se poate folosi o extracție colectivă cu solvenți a $PuO_2(NO_3)_2$ și $UO_2(NO_3)_2$, după care urmează o extracție diferențială a celor două elemente.

S-au preconizat și diverse procedee pirometalurgice pentru separarea celor două elemente.

Uraniul 233 se obține din toriu prin reacția nucleară menționată. Proprietățile fizice și chimice ale acestui izotop sînt aceleași cu ale uraniului natural (și U^{238}). Pa^{233} cu bioxid de mangan și depozitarea, timp de 100 de zile, a produsului obținut pentru trecerea Pa^{233} în U^{233}. După această perioadă, U^{233} se dizolvă și se purifică, prin extracție cu solvenți. Uraniul 233 metalic se obține ca și uraniul natural.

Cu excepția U^{238}, *toriul* este singurul material fertil ce poate fi întrebuințat. Se găsește în natură într-o cantitate de aproximativ trei ori mai mare decît uraniul. Totuși, pînă în prezent, au fost prospectate și exploatate foarte puține zăcăminte de toriu. Principalul mineral de toriu este monazitul, care — în stare pură — conține 1—18% Th, restul fiind constituit din pămînturi rare (Ce, La, Di) și din ioni de fosfat. În stare primară monazitul se găsește diseminat în granite și gnaise. Rar se găsește în pegmatite. Principalele minereuri de monazit se găsesc sub formă de aluviuni pe malul mărilor sau în albiile unor rîuri. Afară de monazit, aceste minereuri conțin ilmenit, rutil, pechblendă, zircon etc. și minerale de gangă (cuarț, feldspat, mică). Limita exploatabilității minereurilor cu monazit este de 0,05 ThO_2.

Nisipurile monazitice (care sînt singurele exploatabile în prezent) se preconcentrează, prin metode gravitaționale, pe mese de concentrare și pe jgheaburi spirale. Preconcentratele sînt retratate pe mese. Concentratele obținute sînt uscate, apoi clasate strîns și după aceea supuse unei separări electromagnetice în separatoare cu cîmp variabil. Se separă, în ordinea susceptibilității, magnetitul, ilmenitul, hematitul, granații, olivinul și turmalinul, conținute în concentratele de mese. După separarea acestor produse, se separă cu un cîmp magnetic de mare intensitate (circa 15 000 oersted), monazitul cu cantități mici de zircon, rutil, feldspați. Produsul nemagnetic care conține aur, zircon, rutil etc., se tratează pe mese, sau în separatoare electrostatice, pentru separarea diverselor produse.

Concentratele de monazit sau nisipurile brute monazitice bogate sînt dizolvate în acid sulfuric la 200—300°C sau în soluție concentrată de NaOH la 145°C. După dizolvare, toriul se separă de pămînturile rare și de celelalte elemente, sub formă de săruri, prin cristalizări fracționate, prin precipitare sau prin extracție cu solvenți. Din soluțiile produselor pure

obținute, toriul este trecut prin precipitare în oxalat de toriu [$Th(C_2O_4)$].

Metalul se obține la fel ca uraniul. Oxalatul este transformat în oxid prin încălzire la 650°C. Oxidul format este trecut în tetrafluorură (ThF_4), din care toriul este redus cu calciu metalic în prezența clorurii de zinc. Din fluorură, se poate extrage Th și pe cale electrolitică. Toriul metalic poate fi prelucrat prin topire și turnare, prin procedeul metaloceramic, forjare, laminare, strunjire. Procedeul metaloceramic, care constă principial în prepararea pulberii metalice, presarea ei în formele dorite (la cald sau la rece) și apoi în sinterizarea comprimatelor obținute la temperaturi mari, se aplică în cazul toriului pe o scară largă, dînd piese de rezistență mare. Pulberea de toriu se poate obține prin descompunerea termică a hidrurii.

Moderatoarele

Am arătat că una dintre metodele folosite pentru realizarea reacțiilor înlănțuite constă în reducerea rapidă a energiei neutronilor sub pragul absorbției de rezonanță. Substanțele care posedă proprietatea de a încetini rapid neutronii fără a-i absorbi poartă numele de moderatoare. Reducerea energiei neutronilor se produce prin ciocnirea lor elastică cu nucleele moderatoarelor.

Deoarece neutronii pierd mai multă energie prin ciocnirea cu nucleele ușoare, moderatoarele sînt alese dintre elementele cu număr de ordin mic. Pentru ca ciocnirea să se producă, este necesar ca elementele să aibă o secțiune eficace macroscopică de difuzie (produsul dintre secțiunea eficace de difuzie și numărul de atomi dintr-un centimetru cub de substanță) mare.

Posibilitatea de încetinire a unei substanțe se măsoară prin puterea de încetinire, care este egală cu produsul dintre secțiunea macroscopică de difuzie și decrementul mediu logaritmic al energiei neutronilor (valoarea medie a logaritmului natural al raportului dintre energia dinainte și după ciocnirea neutronilor).

Un bun moderator trebuie să absoarbă o cantitate cît mai mică de neutroni termici, deci să aibă o secțiune de absorbție cît mai mică. Eficacitatea unei substanțe de a încetini neutronii, fără absorbție excesivă, este dată de raportul dintre puterea de încetinire și secțiunea eficace de absorbție macroscopică, care poartă numele de coeficient de încetinire.

O altă proprietate, pe care trebuie să o aibă un material pentru a fi folosit ca moderator este de a nu se descompune sub acțiunea radiațiilor.

Dintre toate substanțele cercetate, singurii moderatori folosiți pe scară largă sînt: apa, apa grea, grafitul și beriliul, pe care îi vom analiza în cele ce urmează.

Apa. Cu toate calitățile sale excelente de moderator, apa obișnuită nu poate fi folosită în reactoarele cu uraniu natural, din cauza absorbției mari de neutroni.

Pentru a modera neutronii sub energia de rezonanță a U^{238}, este nevoie de cantități foarte mari de apă, ceea ce duce la o absorbție excesivă de neutroni în atomii de H.

In anul 1946, prof. Eugène Wigner a arătat că se pot construi reactoare nucleare cu moderatoare de apă obișnuită (care servește și pentru răcire) dacă se folosește drept combustibil uraniul slab, îmbogățit cu U^{235}, Pu^{239} sau cu U^{233}.

Avantajele și dezavantajele folosirii apei ca moderator și ca răcitor sînt indicate în tabela 3.

Reactoarele cu apă funcționează fie la presiune mare pentru ca apa să nu se evapore la temperatura de lucru, fie la presiune normală, cînd apa se găsește în stare de vapori.

Tabela 3

Avantajele și dezavantajele folosirii apei în reactoare

Avantaje	Dezavantaje
Transfer de căldură bun	Necesită uraniu îmbogățit
Capacitate calorică mare	Reactivitate și corozivitate mare
Preț de cost redus	Presiune de vapori mare
Tehnologia cunoscută	Necesită aparataj mare
Viscozitate mică	Secțiune eficace de absorbție mare
Dimensiunea reactoarelor mică	Raport mic de conversie
Moderator excelent	Nu permite U^{238} de a trece în Pu^{239}
Efect mare de fisiune cu U^{238}	Descompunere parțială în reactor
Siguranță mare	Durata neutronilor mică

Pe lîngă absorbția mare de neutroni, apa prezintă dezavantajul de a fi corosivă și de a se descompune sub acțiunea radiațiilor. La temperatura de 200—250°, dacă este ionizată, corodează aluminiul și magneziul. Peste 360° atacă Zr, dacă conține urme de apă oxigenată (prezentă datorită descompunerilor care au loc sub acțiunea radiațiilor).

La 1 250°C, vaporii de apă reacționează cu BeO.

Sub acțiunea radiațiilor, apa se poate descompune, dînd H, OH, O_2H_2, etc, care sînt foarte activi și îi măresc mult corozivitatea.

Descompunerea apei este influențată de natura și de intensitatea radiațiilor, de temperatură, de natura impurităților pe care le conține etc.

Apa folosită pentru reactoare trebuie să fie foarte curată și să conțină cantități minime de impurități. In general, se admite să aibă următoarele impurități:

— reziduuri solide $< 1{,}0‰$
— Na $< 0{,}5‰$
— Cl $< 0{,}2‰$
— Fe $< 0{,}2‰$
— *p*H 6 — 7

Rezistența specifică 1 000 000 ohmi-cm.

Purificarea apei se face prin metodele industriale obișnuite. Pentru deionizare, se folosește metoda schimburilor de ioni. Apa care a suferit descompuneri în reactoare poate fi folosită, după răcire și deionizare, prin schimb de ioni, cu ajutorul unor rășini sintetice.

Apa grea. Folosirea apei grele ca moderator se datorește avantajelor sale, dintre care mai importante sînt:

— secțiune eficace de absorbție mică;
— proprietăți moderatoare foarte bune;
— durata neutronilor mare;
— posibilitatea de a fi folosită în reactoarele cu uraniu natural;
— raport mare de conversie (peste 1);
— în plus, prezintă unele dintre avantajele apei, printre care și siguranță mare.

Alături de aceste avantaje, apa grea prezintă și o serie de dezavantaje, dintre care mai importante sînt:

— costul său mare;
— măsurile necesare pentru a nu se pierde sau a se contamina în reactor;
— reactivitatea mare, presiune de vapori mare, necesitatea unui aparataj complicat și descompunerea parțială în reactor.

Din cauza avantajelor sale, care sînt mai mari decît dezavantajele, apa grea este folosită pe scară largă în construcția reactoarelor.

Proprietăţile tipice ale apei grele sînt indicate în tabela 4.

Tabela 4

Densitatea maximă	1,106g/cm³ la 11,2°C
Punctul de topire	3,81°C
Punctul de fierbere	101,43°C
Viscozitatea relativă (faţă de H_2O)	1,25 la 20°C
Abundenţa în apă normală	0,0146% (una parte la 6850)

Apa grea se poate obţine din apa obişnuită prin distilare, separare electrolitică şi schimb de ioni.

Distilarea apei grele este un procedeu simplu din punct de vedere teoretic, însă — datorită diferenţei foarte mici dintre punctele de fierbere ale H_2O şi D_2O — se ivesc dificultăţi foarte mari în realizarea practică. Operaţia se realizează în coloane de distilare mari cu vacuum, repetîndu-se de un număr foarte mare de ori. Consumul de abur necesar distilării este foarte ridicat.

Electroliza soluţiilor diluate de K_2CO_3 în apă poate da, de asemenea, apă grea. Consumul de energie electrică este foarte mare, ceea ce determină folosirea metodei mai ales pentru purificarea apei grele obţinute prin distilare.

În procesul de schimb de ioni, au loc următoarele reacţii:

$$H_2O + HD \rightarrow HDO + H_2;$$
$$HDO + D_2 \rightarrow D_2O + HD.$$

Reacţiile au loc în prezenţa unui catalizator de platină. Procedeul este folosit pentru îmbogăţirea apei obişnuite (pînă la 2,3% D_2O), înainte de a fi supusă electrolizei.

Grafitul. Grafitul a fost primul moderator folosit, deoarece are bune proprietăţi moderatoare, o secţiune eficace de absorbţia neutronilor, mică (tabela 5) şi este relativ uşor de procurat.

Datorită marii sale refractabilităţi, este cel mai indicat pentru funcţionarea la temperaturi înalte.

Din punctul de vedere al calităţilor sale fizice şi mecanice, grafitul se aseamănă atît cu metalele, cît şi cu materialele ceramice. Are conductivitate termică şi electrică mare şi la strung se prelucrează la fel cu metalele. În schimb, are ductilitate mică, dilatare termică mică, este poros şi nu poate fi turnat, laminat sau forjat.

Folosirea grafitului în reactoarele nucleare este limitată de oxidarea puternică în prezenţa aerului la temperaturi înalte şi de permeabilitatea sa pentru gaze şi pentru lichide.

Principalele proprietăţi fizice şi mecanice ale grafitului nuclear sînt indicate în tabela 5.

Tabela 5

Densitatea (obişnuită)	1,6 g/cm³
Porozitatea	28%
Rezistivitatea electrică	800 μohm/cm
Rezistenţa de rupere	2 kg/mm² (aceasta cu densitatea)
Modulul Young	$8—10^{10}$ dyne/cm²
Mărimea cristalelor	500—1000 A°
Coeficientul de dilatare termică liniară:	
— în lungimea barelor	$1,4.10^{-6}$ cm/°C
— în direcţie perpendiculară	$3,2\ 10^{-6}$ cm/°C

Impurităţile admise în grafitul pentru reactoarele nucleare sînt indicate în tabela 6.

Pentru reactoarele nucleare se foloseşte numai grafitul sintetic, fabricat din cocs de petrol. Cocsul este

Tabela 6

Elemente	B	Ca	H	Fe	Mn	V	Ti	Pămînturi rare
Conţinut (părţi pe milion de grafit)	0,3	60	15	15	0,1	23	17	0,1

sfărîmat şi clasat la o granulometrie convenabilă (sub 0,4—0,8 mm). După cîntărire, este amestecat într-un malaxor, cu o cantitate precisă de smoală (circa 30% faţă de cocs) şi apoi presat într-o presă orizontală (cu presiune de circa 150 at/cm²), obţinîndu-se bare de dimensiunile dorite; acestea sînt arse la 750°C şi apoi sînt menţinute, timp de cîteva ore, într-o baie de smoală topită la temperatura de 250°C şi 7 at. După scurgerea smoalei, barele sînt arse, timp de 3—4 zile, în cuptoare electrice, la temperatura de 2 600—3 000°C. Consumul de energie este de 3,2—6 kWh pentru fiecare kg de grafit. Răcirea grafitului se face în absenţa aerului timp de 2—3 săptămîni.

Încercările făcute în Germania au arătat că este posibil să se pregătească grafit pentru reactoare şi din grafit natural, purificat prin metode chimice.

Beriliul. Beriliul este singurul metal care are proprietăţi bune moderatoare. Poate fi folosit fie ca metal, fie ca oxid (BeO). Cu toate proprietăţile sale, Be este folosit în prezent numai în construcţii speciale de reactoare.

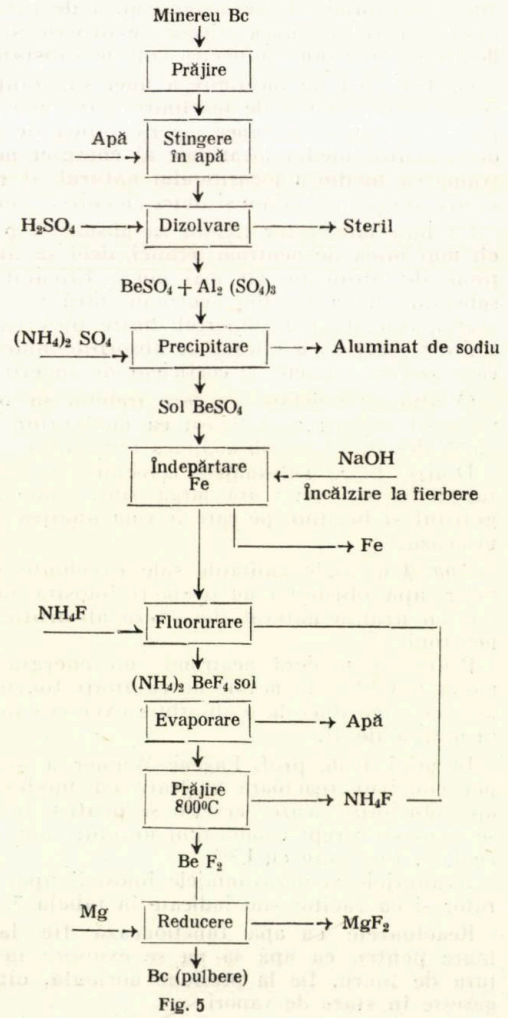


Fig. 5

Beriliul are rezistență mare la coroziune și un modul de elasticitate ridicat. Principalele sale proprietăți fizice și mecanice sînt indicate în tabela 2.

Beriliul se găsește în scoarța pămîntului într-o concentrație de circa 6 g/t. Principalul mineral de Be este berilul (silicat aluminos de beriliu), care conține 3—5% Be. Se găsește asociat cu feldspat, cu mică și cu alte minerale în zăcăminte pegmatitice.

Singura metodă folosită, în prezent, pentru concentrarea beriliului din minereurile sale este alegerea manuală. Flotația beriliului a fost studiată în laborator, însă n-a fost aplicată industrial.

În principiu, procedeul de extragere a Be din minereuri constă în obținerea BeO, purificarea acestui oxid și extragerea beriliului metalic din oxid. În acest scop, oxidul este trecut în fluorură, care este redusă cu magneziu. Se poate obține și prin electroliza clorurii de beriliu, preparată prin clorurarea oxidului.

Schema completă a preparării beriliului este indicată în fig. 5.

Topirea beriliului, în vederea turnării în lingouri, se face în cuptoare de inducție. Datorită reactivității mari a beriliului, creuzetele în care se face topirea trebuie să fie foarte rezistente. Frecvent se folosesc creuzete de oxid de beriliu. Blocurile de beriliu se fabrică prin metoda ceramică a metalurgiei pulberilor.

Pe lîngă o tehnologie foarte complicată, beriliul prezintă și pericolul unei mari toxicități.

Oxidul de beriliu se prelucrează la fel cu materialele ceramice, prin modelarea în formele dorite și prin arderea în două etape la 1 200—1 500°C și apoi la 1 700—2 000°C.

Produsele fabricate din BeO au o densitate de 2—2,6 g/cm³.

Reflectoarele

Parte din neutronii din reactor pot ieși afară din sistem nemaicontribuind astfel la reacția în lanț. Pentru a se reduce aceste pierderi de neutroni, reactorul poate fi înconjurat cu un reflector. Acesta este un strat de material care are aceleași proprietăți ca moderatorii. Prin ciocnirea cu nucleele reflectorului, neutronii sînt respinși în interiorul reactorului.

Reflectorul poate fi o extindere a moderatorului dincolo de regiunea în care se găsește combustibilul, sau poate fi o zonă separată, constituită din materiale diferite de cele ale moderatorului.

În cazul reactoarelor cu neutroni rapizi, reflectorul este constituit din materiale cu secțiune eficace de difuzie mare pentru neutronii rapizi, care au, de obicei, numărul atomic și densitatea mari.

Reflectorul, împiedicînd ieșirea neutronilor, joacă rol și de perete de protecție.

Materiale structurale

Materialele fisionabile fertile și moderatoare nu au suficientă rezistență și durabilitate pentru a forma scheletul mecanic al reactorului. De aceea, se impune folosirea unei serii de materiale de construcție, denumite materiale structurale. Aceste materiale sînt folosite ca suporți pentru combustibili, moderatoare etc., sau ca îmbrăcăminte a acestora, sub forma unei cămăși de protecție, împotriva coroziunii, sau împotriva acțiunii de coroziune a substanțelor de răcire.

Materialele structurale trebuie să aibă o rezistență și o durabilitate adecvate și o putere mică de absorbție a neutronilor (secțiune de absorbție mică). Este necesar, de asemenea, să aibă o bună conductivitate termică, un coeficient de dilatare mic, punct de topire ridicat, rezistență mecanică mare la temperatură ridicată și o slabă tranziție de faze la încălzire. Sub acțiunea radiațiilor, nu trebuie să se distrugă.

De asemenea, trebuie să fie rezistente la coroziune și oxidare.

Este de dorit ca materialele structurale să aibă un cost redus.

În tabela 2, sînt date proprietățile cîtorva materiale structurale mai importante.

În prezent, în construcția celor mai multe reactoare se folosesc, ca materiale structurale: aluminiul, zirconiul, și oțelurile speciale (cu crom, nichel și mangan).

În reactoarele mici omogene, se întrebuințează oțelul și zirconiul, iar în cazul reactoarelor cu metale topite, se utilizează oțelul sau aliajele speciale.

Pentru construcția reactoarelor omogene mari, care funcționează cu soluții de sulfat de uranil [$UO_2(SO_4)$] în apă grea drept combustibil, se folosesc ca materiale structurale oțelurile speciale. În cazul folosirii soluțiilor de uraniu îmbogățit, se întrebuințează pentru construcția părții centrale a reactorului zirconiul. Sistemele externe se construiesc din oțel.

În cazul reactoarelor cu răcire și moderare cu apă, care funcționează la temperaturi sub 250°, este preferat ca material structural aluminiul.

Aluminiul. Aluminiul are o tehnologie bine-cunoscută. Este ieftin și ușor de prelucrat. Are proprietăți nucleare bune. La temperatură mică, are o rezistență mecanică bună și o coroziune redusă. La temperaturi mari, însă, rezistența sa scade, din care cauză, deși are un excelent coeficient de transfer de căldură, nu este folosit în construcția reactoarelor care funcționează la temperaturi mari.

Zirconiul. Zirconiul este destul de răspîndit în natură (circa 220 g/t); cu toate acestea, datorită tehnologiei sale de fabricație foarte dificile, a fost puțin folosit pînă în prezent. Are proprietăți mecanice remarcabile pînă la temperatura de peste 300°. De asemenea, are rezistență mare la coroziune. Poate fi prelucrat prin laminare, prin trefilare sau prin turnare.

Proprietățile principale ale zirconiului sînt indicate în tabela 2.

Două proprietăți ale zirconiului afectează fabricarea și utilizarea lui. Prima este afinitatea sa mare pentru oxigen și pentru azot la temperaturi ridicate, iar a doua este absorbția sa mare pentru neutroni termici, în cazul cînd este impurificat cu hafniu. Costul separării hafniului de zirconiu este foarte mare.

Dintre mineralele de zirconiu, două sînt mai importante, și anume zirconiul ($Zr SiO_4$) și baddeilitul (ZrO_2). Dintre aceste două minerale, zirconiul este cel mai răspîndit și reprezintă sursa cea mai importantă pentru extracția zirconiului. Conține în mod teoretic 67,2% ZrO_2. În mod obișnuit, zirconiul este un constituent comun al nisipurilor aluvionare și de plaje, găsindu-se foarte adesea asociat cu ilmenitul, rutilul și monazitul. Baddeilitul este un oxid de zirconiu, care se găsește în unele regiuni sub formă de depozite masive. Uneori, se prezintă sub formă de amestec cu zirconiu, formînd un complex mineral denumit zircit. Mineralele de zirconiu conțin aproape totdeauna și minerale de hafniu. Oxidul de hafniu conținut în zirconiu și baddeilit variază între 0,5-2%, respectiv 0,5-1,8%.

Mineralele de zirconiu, avînd o densitate mare, se pot prepara hidrogravitic. Mineralele bogate de baddeilit se concentrează, de obicei, prin spălarea argilei. Nisipurile care — pe lîngă zirconiu — conțin și alte minerale grele ca: rutil, magnetit, ilmenit, monazit, granați etc., se preconcentrează, de obicei, pe jgheaburi spirale sau pe mese de concentrare, concentratele obținute fiind apoi tratate pentru obținerea concentratelor de zirconiu. Magnetitul, ilmenitul și granații din preconcentrate se separă, de obicei, prin separare magnetică. Produsul se retratează pe mesele de concentrare, obținîndu-se un concentrat de zirconiu,

rutil şi monazit. Din acest concentrat, zirconiul poate fi separat, fie electrostatic, fie prin flotaţie.

Zirconiul metalic se obţine după procedeul Kroll, care constă în reducerea tetraclorurii de zirconiu cu magneziu la temperaturi înalte. Operaţia trebuie făcută în absenţa aerului (în atmosferă de Ar).

Fazele extragerii Zr sînt următoarele:

Minereul sau concentratul este topit în cuptorul electric, în prezenţa carbonului şi a azotului. Se obţine o carbonitrură, care se clorurează. Clorura este tratată pentru separarea hafniului. Din această operaţie, se obţine ZrO_2, care este clorurat din nou. Clorura de zirconiu este redusă apoi cu Ca sau Mg. Schema completă a extragerii zirconiului este indicată în fig. 6.

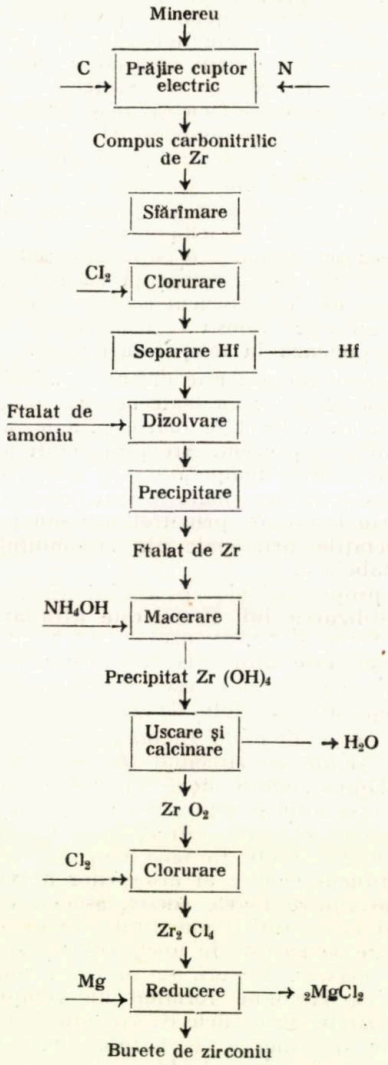


Fig. 6

Zirconiul se obţine ca o masă spongioasă, care poate fi prelucrată prin topire. Pentru turnarea metalului topit, trebuie luate măsuri de precauţie spre a nu se oxida sau nitra. Turnarea se face în forme de grafit sau, preferabil, în forme metalice răcite cu apă.

Zirconiul metalic poate fi prelucrat prin metoda metalurgiei pulberilor. În acest scop, zirconiul este trecut prin încălzire cu H în hidrură, care se macină uşor. Pulberea este redusă la metal prin încălzire în vacuum. După presare, comprimatele obţinute sînt sinterizate la 1 000—1 200°C.

Oţelurile speciale

Oţelurile speciale au excelente proprietăţi mecanice la temperaturi înalte, ceea ce determină folosirea lor în reactoarele care funcţionează la temperaturi ridicate (pînă la 650°C). Spre deosebire de celelalte materiale structurale, oţelurile speciale nu se oxidează pînă la 950°C.

Tehnologia oţelurilor este bine-cunoscută, neimplicînd nici o protecţie specială. De aceea, costul lor este relativ scăzut.

În tabela 2, sînt indicate principalele proprietăţi ale oţelurilor speciale cu Cr, Ni, Mn.

Materialele de răcire

Îndepărtarea căldurii din reactoare este o problemă centrală atît în cazul reactoarelor pentru cercetări, cît şi al acelora pentru producerea de forţă.

Datorită energiei dezvoltate în timpul reacţiei de fisiune şi a radiaţiilor care o însoţesc, partea activă a reactorului are tendinţa de a se încălzi. Răcirea reactorului este absolut necesară atît pentru a-i menţine nivelul energetic, cît şi pentru a împiedica o topire a materialelor constructive.

În cazul reactoarelor energetice, căldura extrasă cu ajutorul materialelor de răcire poate fi folosită pentru punerea în mişcare a turbinelor sau a altor maşini de forţă.

Pentru extragerea căldurii din reactor, poate fi folosită oricare dintre metodele obişnuite pentru transferul căldurii: radiaţia, conductivitatea, convecţia liberă sau convecţia forţată. În mod obişnuit, se foloseşte convecţia forţată realizată prin circulaţia unui fluid prin canalele care se găsesc în partea activă a reactorului. Materialul de răcire (răcitorul) este încălzit prin trecerea în reactor, putînd fi adus la temperatură mare, ceea ce permite o utilizare eficientă a căldurii în transformarea sa în energie mecanică.

Materialul de răcire poate avea diverse efecte în reacţiile în lanţ, deoarece participă la fenomenul de încetinire şi de absorbţie. Un bun răcitor trebuie să aibă o secţiune eficace totală mică, caracteristici termice (de transfer de căldură) bune şi o tendinţă mică de corodare. Răcirea se poate face cu ajutorul heliului, al aerului sau al lichidelor, ca apa, apa grea şi metalele topite (Na, K, Bi).

Putînd participa la încetinirea neutronilor, se preferă ca materialele pentru răcirea reactoarelor termice să aibă proprietăţi bune moderatoare. În cazul reactoarelor cu neutroni rapizi, se cere, — dimpotrivă, — ca răcitorul să aibă o secţiune eficace de difuzie cît mai mică.

Calităţile moderatoare ale materialelor de răcire pot fi apreciate după valoarea coeficientului de moderare. Din acest punct de vedere, cele mai bune proprietăţi le are apa, apa grea şi heliul. Heliul, datorită densităţii sale mici, are o secţiune eficace macroscopică de difuzie mică, aşa încît nu poate fi folosit ca moderator.

La alegerea materialului de răcire, trebuie să se ţină seamă şi de transformările radioactive pe care le suferă. În cazul producerii unor izotopi radioactivi cu timp lung de înjumătăţire, vom avea mari dificultăţi în legătură cu măsurile de protecţie, pe care trebuie să le luăm pe tot parcursul răcitorului.

Din acest punct de vedere, He,Bi,Pb şi Li sînt avantajoase, întrucît nu dau izotopi emiţători de raze γ. Bi dă un izotop emiţător de particule α, fiind — din acest punct de vedere — mai puţin indicat decît celelalte.

Na şi K formează izotopi emiţători de raze γ, cu energii mari şi — respectiv — cu timp de înjumătăţire de 15 şi 12 ore. Oxigenul din aer şi din apă formează un izotop al azotului cu emisie de raze γ, dar timpul său de înjumătăţire este de numai 7,5 s.

Proprietăţile termice şi de circulaţie joacă un rol mare la alegerea materialului de răcire.

Dintre materialele de răcire care joacă şi rol de moderatoare, apa şi apa grea prezintă o serie de avantaje. În special, apa grea are şansa de a deveni cel mai folosit material de răcire-moderare, în cazul cînd costul său va fi redus.

Avantajele şi dezavantajele folosirii apei şi a apei grele în reactoarele nucleare au fost arătate pe larg cu ocazia descrierii moderatoarelor.

Sodiul nu poate fi folosit concomitent ca moderator şi răcitor, deoarece are o putere mică de moderare. Ca răcitor prezintă o serie de avantaje. Trebuie remarcate, în special, slaba lui acţiune de coroziune asupra principalelor materiale structurale, presiunea sa mică de vapori şi bunele sale proprietăţi termice.

Dintre dezavantajele mai importante, trebuie menţionate absorbţia sa relativ mare de neutroni, punctul de topire ridicat (97^{0}C) şi faptul că devine puternic radioactiv.

Pentru reactoarele omogene cu neutroni rapizi, sodiul este cel mai indicat material de răcire. Pentru răcirea acestor reactoare, se mai pot folosi, Bi, Pb, sau diverse săruri topite.

Tehnologiile tuturor acestor metale sînt bine-cunoscute, aşa încît nu vom insista asupra lor.

Aerul poate fi folosit pentru răcirea părţilor exterioare ale reactoarelor (pereţii de protecţie, reflectoarele etc.), datorită secţiunii sale macroscopice de absorbţie mici. Prezintă dezavantajul unui transfer mic de căldură, ceea ce face să fie necesare cantităţi foarte mari de aer, deci un consum mare de energie prin pompare. Poate prezenta avantaje în reactoarele nucleare, folosite pentru acţionarea motoarelor de avioane.

Heliul prezintă dezavantajul de a necesita o suprafaţă mare de transfer de căldură, datorită proprietăţilor sale termice relativ slabe. Fiind un material scump, trebuie să se ia măsuri speciale pentru a nu se pierde părţi din el în timpul circulaţiei prin reactor şi prin sistemele exterioare. De asemenea, prezintă dezavantajul că necesită un consum mare de energie pentru acţionarea pompelor ce-l transportă. Poate fi avantajos în cazul acţionării directe a turbinelor cu gaze.

Materiale de control

Aceste materiale se folosesc, în special, în construcţia reactoarelor termice. Ele au rolul de a activa sau de a opri reacţia în lanţ prin absorbţia unei cantităţi mai mari sau mai mici de neutroni termici. Aceste materiale trebuie să fie nefisionabile şi să aibă o secţiune eficace foarte mare pentru absorbţia neutronilor termici.

Reglarea absorbţiei neutronilor termici se realizează prin introducerea sau prin scoaterea, în zona activă a reactorului, a unor bare fabricate din materialele de control.

Ca materiale de control pot fi folosite: cadmiul, borul, unele elemente din grupa pămînturilor rare, aurul şi hafniul.

Toate aceste elemente au proprietatea de a absorbi intens neutronii termici.

Elemenfele din grupa pămînturilor rare nu sînt folosite, deoarece sînt scumpe, greu de procurat şi, în plus, au proprietăţi mecanice slabe. Aurul nu se foloseşte din pricina preţului său de cost ridicat. Cadmiul prezintă dezavantajul de a se topi la temperaturi coborîte. Borul are punctul de topire ridicat, rezistenţa mare la coroziune, însă este fărîmicios. Hafniul are proprietăţi mecanice şi nucleare bune, dar este greu de obţinut.

Dintre toate aceste elemente se folosesc, în prezent, cadmiul şi borul şi, într-o măsură mai redusă, hafniul.

Cadmiul şi borul au tehnologii bine-cunoscute. Hafniul se fabrică greu, totuşi — ţinînd seamă că se obţine ca un subprodus la fabricarea zirconiului — problema este simplificată.

În rezumat, extracţia hafniului constă în separarea sa de zirconiu, clorurarea oxidului şi apoi în reducerea cu Mg. Separarea Hf de Zr se realizează prin cristalizări repetate, prin extracţie cu solvenţi sau schimb de ioni cu răşini sintetice, prin metoda cromatografică sau prin distilare fracţionată. De obicei, din aceste separări rezultă oxid de hafniu.

Materiale pentru construirea pereţilor de protecţie ai reactoarelor

Aceste materiale au rolul de a opri radiaţiile periculoase din reactor.

Fiind nevoie de cantităţi mari, rolul cel mai important în alegerea materialelor de protecţie îl are costul lor. Un reactor termic are nevoie, pentru producerea de energie mecanică, de circa 1 000 m^3 de material de protecţie.

Materialele pentru pereţii de protecţie îndeplinesc diverse funcţiuni, şi anume:

— atenuarea efectului neutronilor rapizi, al celor cu energie intermediară şi al neutronilor termici;

— absorbţia sau atenuarea razelor γ;

— atenuarea căldurii.

Atenuarea efectului neutronilor depinde de proprietăţile nucleare ale materialelor folosite. Pentru reducerea energiei neutronilor rapizi, cele mai indicate materiale sînt elementele cu număr atomic mare. Prin ciocnirea neelastică cu nucleele acestor elemente, neutronii îşi pierd rapid energia. În acest proces, se produc însă radiaţii γ, care au mare efect radioactiv. De aceea, pereţii de protecţie pentru neutronii rapizi trebuie să fie, la rîndul lor, protejaţi cu pereţi care să anihileze efectul razelor γ.

La anihilarea efectului neutronilor rapizi, trebuie să se ia în considerare şi absorbţia de rezonanţă. În acest fenomen o parte din neutroni sînt absorbiţi cu producere de raze γ (după reacţia n, γ)

Neutronii intermediari şi cei termici sînt anihilaţi, fie printr-un reflector construit dintr-un material cu secţiune macroscopică de difuzie mare, fie printr-un material cu secţiune macroscopică de absorbţie mare. În acest ultim caz, neutronii sînt puternic absorbiţi, cu sau fără producere de raze γ.

Pentru absorbţia şi difuzia neelastică a neutronilor rapizi, cele mai indicate materiale de protecţie sînt elementele cu număr atomic mare, cum sînt tantalul, tungstenul, toriul, plumbul, fierul şi bariul.

Pentru absorbţia şi difuzia elastică a neutronilor termici şi intermediari, sînt indicate elementele cu număr atomic mic şi acelea cu putere de absorbţie mare. Astfel, poate fi folosit oricare dintre materialele moderatoare sau dintre cele de control.

Cele mai folosite materiale din această categorie sînt apa şi borul (borax topit cu silice).

Atenuarea razelor γ se bazează pe fenomenele care au loc în interacţiunea lor cu materia. În acest caz, fenomenul cel mai important este efectul Compton.

Alte fenomene care au loc în atenuarea efectului razelor γ sînt acelea de producere de perechi şi fenomenul fotoelectric. Efectul tuturor acestor fenomene este o scădere a fluxului de raze γ pînă la nivelul la care ele sînt absorbite de materie, cu încălzire fără emisie de noi raze γ.

Atenuarea razelor γ este cu atît mai pronunţată cu cît elementul cu care interacţionează are un număr atomic mai mare.

Am văzut, pe de altă parte, că elementele cu număr atomic mare dau cu neutronii reacţii de tipul γ,

Urmează de aici că, la alegerea materialelor pentru construcţia pereţilor de protecţie, din acest punct de vedere, va exista totdeauna un compromis.

Atenuarea căldurii. Parte din pereţii de producţie ai reactorului sînt expuşi la acţiunea căldurii dezvoltate în interiorul reactorului. În plus, sub acţiunea razelor γ aceşti pereţi au tendinţa de a se încălzi. Regiunea din pereţii de protecţie care se încălzeşte puternic (regiunea termică) trebuie separată de restul pereţilor de protecţie şi răcită puternic. Materialelor din care se construieşte această regiune li se cer anumite proprietăţi speciale, dintre care mai importante sînt: rezistenţa la coroziunea răcitorului, variaţii mici ale dimensiunilor la acţiunea căldurii şi rezistenţa la temperaturile de lucru.

Pentru construcţia regiunii termice a pereţilor de protecţie, se pot folosi fierul, oţelul şi diverse betoane (din ciment Portland cu diverse adaosuri de barite, colemanită, limonită, fier, bor etc.).

Construcţia pereţilor de protecţie şi alegerea materialelor necesare constituie o problemă extrem de importantă, care a fost studiată mult atît din punct de vedere teoretic, cît şi din punct de vedere practic.

Sumara expunere făcută privitor la rolul pe care-l îndeplinesc unele materiale în tehnica nucleară şi la tehnologia obţinerii lor este departe de a fi completă. Totuşi, ea dă o imagine a complexităţii acestei probleme, atît de importantă în actualul stadiu al civilizaţiei.

Pentru R.P.R., cunoaşterea aprofundată a tehnologiei materialelor folosite în tehnica nucleară are o deosebită importanţă, deoarece — în viitorul apropiat — ea va deveni una dintre marile producătoare de uraniu, toriu, zirconiu şi hafniu, care se găsesc din abundenţă pe întreg teritoriul ţării.

Bibliografie

Glastonne S.: *Principles of nuclear*. Reactor engineering, Van Nostrand Comp. Inc., New York, 1956.

Goodman Clark: *Science and engineering of nuclear Power*, Addison Wesley Press Inc., Cambridge, 1947.

Spolski E. V.: *Fizica atomică*, vol. I şi II, Editura Tehnică, Bucureşti 1953—1954.

U.S.A. Atomic Energy Comission: *Reactor Handbook*, Engineering, Mc Graw Hill Book Co. New York 1955.

Idem: *Reactor Handbook*, Materials, Mc Graw Hill Book Co, New York, 1955.

Arnold D. S., Polson C. E. şi Noe E. S.: *Production of Uranium*, Metal Mining Engineering, vol. 8, nr. 6, iunie 1956, pag. 608.

Carlson O. N., Chiotte P., Murphy G.: *The Metallurgy of Thorium and its Alloys*, Proc. of the inter. Conf. în Geneve, aug 1955, vol. VIII. P/556.

Dobrescu Luigi: *Materiale folosite în reactoarele nucleare*. Energetica, nr. 4—5, anul 1957.

Hempel A. Cliford: *Rare metals Handbook*, Reinhold Publishing Corp, New York 1956.

Hausner Henry: *Materials for nuclear Power*, Reinhold Publishing Corp, New York 1955.

Murphy M. G.: *Physical properties and analysis of Heavy Water*, Mc Graw Hill Book Co., New York, 1951.

Kirchberg H.: *Aufbereitung berbaulichen Rohstoffe*, Wilhelm Gronau Verlag-Jena, 1953.

Taggart F. A.: *Handbook of mineral dressing*. John Wiley & Sons Inc., New York, 1948.

Cîteva consideraţii privind exploatarea raţională a carierelor de calcar

Ing. D. Negulescu

I. Consideraţiuni generale

Avîntul şi ritmul rapid în care s-au dezvoltat în timpul din urmă fabricile de materiale de construcţie, ca şi unele ramuri ale industriei chimice au impus acelaşi ritm de dezvoltare carierelor de calcar, care furnizează materia primă de bază, necesară atît pentru prepararea principalelor materiale de construcţie: cimentul şi varul, cît şi pentru uzinele de sodă sau ca fondant pentru uzinele siderurgice.

Ţara noastră posedă imense rezerve de calcar, care pot furniza cantităţile necesare pentru aprovizionarea fabricilor de materiale de construcţie. Citǎm aci pe cele mai importante, pe regiuni, începînd cu teritoriul de vîrsta cea mai veche: Dobrogea.

În această regiune întîlnim carierele de la Igliţa, Babadag, Başchioi, Hîrşova, Topal, Cernavoda, Medgidia şi Dorobanţu.

În Moldova, cariera cea mai importantă este aceea de la Bicaz.

În Muntenia, întîlnim cariera Lespezi, deschisă în partea de sud a masivului Orzei, în muntele cu acelaşi nume.

În Oltenia, masivul calcaros din regiunea Govora, unde se va deschide cariera de calcar Petreni, pentru alimentarea combinatului chimic, care se va construi în regiunea Govora.

În Ardeal, întîlnim marea carieră de calcare de la Sănduleşti-Turda şi carierele care urmează să se deschidă la Pui-Hunedoara şi Piatra Secuiului, lîngă Abrud.

Problema alimentării cu calcar corespunzător fabricilor noastre este atît o problemă de prospectare şi explorare, pentru aflarea de noi surse de aprovizionare, cît mai ales o problemă de sistematizarea exploatării carierelor deja existente, utilizînd tehnica modernă.

În ceea ce priveşte raţionalizarea metodelor de exploatare a carierelor de calcar, s-a făcut numai un prim pas. De aceea se impune o examinare de ansamblu, în lumina metodelor avansate de tehnică minieră, a acestei probleme.

Problema raţionalizării exploatărilor de calcar trebuie privită şi rezolvată în ansamblu, adică: nu numai din punctul de vedere al înălţimii treptei de exploatare, dar şi din punctul de vedere al sistemului de forare şi împuşcare a găurilor, precum şi al coordonării metodei de exploatare cu tipul şi capacitatea utilajului de încărcare şi transport.

Practica a arătat că nu este recomandabil să se piardă prea mult timp cu împuşcarea secundară a materialului derocat, cu scopul de a se obţine mărunţirea acestuia, numai pentru că se lucrează cu exca-

vatoare de capacitate prea mică, întrucît acest procedeu conduce la micşorarea productivităţii şi în consecinţă la mărirea preţului de cost.

La cariera Turda exploatarea se face pe baze modernizate, aplicîndu-se metoda de exploatare cu front lung şi cu găuri adînci de mină. Exploatarea se face pe trei fronturi, în trepte a căror înălţime variază, între 12—40 m. Găurile se forează vertical, pe toată înălţimea treptelor, cu ajutorul sondezelor percutante BU-20, iar încărcarea materialului obţinut se face mecanic, cu ajutorul a 5 excavatoare S 6, cu cupa de 3 m³.

La carierele Bicaz şi Lespezi este cazul a se aplica o tehnică nouă, atît sub aspectul metodei de exploatare, cît şi al utilajelor folosite.

II. Elemente de exploatare

1. *Dimensionarea treptelor de exploatare.* Una din problemele principale, în exploatarea carierelor de calcar, este problema stabilirii înălţimii optime şi înălţimii maxime a treptei de exploatare.

Dimensionarea justă a treptei determină în cea mai mare măsură productivitatea exploatării în abataj. Elementele de bază, în dimensionarea treptei, sînt: condiţiile geomorfologice, sistemul de foraj al găurilor, natura utilajului de foraj, metoda de împuşcare şi transportul pe treaptă.

Înălţimile medii cu care se lucrează în R.P.R., de cînd se practică forajul cu găuri adînci, cu ajutorul sondezelor, variază între 15—35 m.

În Germania s-au atins înălţimi maxime de 60 m, în exploatarea carierelor de calcar. Teoretic, se poate atinge orice înălţime; practic însă se ivesc dificultăţi de ordin tehnic, din cauza găurilor prea adînci şi a dificultăţilor cu privire la curăţirea materialului mărunt rezultat din forare, a încărcării găurilor cu explozivi sau a încărcării rocilor abataţe, în cazul cînd grămezile rezultate sînt prea mari.

Păstrarea unei direcţii nedeviate a găurilor de adîncime mare necesită un utilaj de foraj robust lucrînd cu o mare viteză de rotaţie, a cărui sculă de forare armată cu metale dure să admită solicitări mari, asigurate prin îmbinări rigide.

În proiectele întocmite de I. S. P. I. M. C. sau I.P.R.O.C.H.I.M. pentru exploatarea marilor cariere de calcar, s-au recomandat următoarele înălţimi de treaptă:

— pentru cariera de calcar Lespezi H_{max} 50 m;
— pentru cariera de calcar Bicaz H_{max} 30 m;
— pentru cariera de calcar Piatra Secuiului H_{max} 80 m;
— pentru cariera de calcar Turda-Săndulești H_{mediu} 25 m;

În afară de cariera Turda-Săndulești, în care se lucrează chiar în prezent cu o treaptă de 25 m, celelalte proiecte nu s-au aplicat încă, astfel că nu putem aprecia care dintre înălţimile de treaptă propuse este cea mai potrivită specificului carierelor noastre de calcar.

Teoretic, înălţimea maximă de treaptă se poate determina cu ajutorul unor formule care ţin în general seama de unghiul de frecare internă al rocii. Formulele cele mai des întîlnite sînt următoarele:

După N. V. Melnikov (Indrumătorul inginerului şi tehnicianului, în tehnica lucrărilor la zi) înălţimea treptei de lucru este determinată de relaţia:

$$H = 0{,}7a \sqrt{\frac{\sin \alpha \cdot \sin \beta}{k\eta'(1+\eta'')\sin(\beta - \alpha)}} \qquad (a)$$

în care:

$a = 0{,}8\ (R_{încărcări} + R_{descărcări})$ a excavatorului;

α — unghiul de taluz al rocii surpate;

β — unghiul de taluz al treptei;

k — coeficientul de afînare a rocii;

η' — raportul $\frac{W}{H}$ adică între anticipanta liniară a primei serii de găuri de mină şi înălţimea treptei, care practic se ia 0,55 — 0,70;

η'' — raportul $\frac{a}{w}$ adică distanţa dintre seriile de găuri de mină faţă de anticipanta liniară, care practic se ia 0,75 — 0,85.

După o formulă mai simplă, recomandată de manualul inginerului de mine (vol. III, XX, pag. 25) înălţimea treptei este determinată de relaţia:

$$H = \frac{2\,k_{max} \cdot \sin \alpha \cos \varphi}{\sin^2\left(\frac{\alpha - \varphi}{2}\right)} \qquad (b)$$

în care:

$$K = \frac{k_{max}}{m} = \frac{c}{\gamma m}$$

în care:

c este coeziunea rocilor din care este alcătuită treapta;
γ — greutatea specifică aferentă rocii din treaptă;
m — coeficient de stabilitate a taluzului = 1,5 — 3;
α — unghiul de taluz limită al frontului de abataj;
φ — unghiul de frecare internă a rocii.

În general, formulele acestea, propuse de manualele de specialitate, trebuie utilizate cu mare atenţie şi numai cu titlu de orientare, rezultatele lor trebuind să fie cercetate în funcţie de experienţa fiecărui proiectant, întrucît aceste rezultate pot varia foarte mult, după modul cum s-au utilizat diferiţii parametri, care intră în compunerea formulei utilizate.

În ceea ce priveşte taluzul treptei de exploatare, calcarul, avînd un unghi de frecare internă mare, poate sta sub un unghi de aproape 90°. Cea mai raţională înclinare care se recomandă este aceea de 70—80°.

Formula Melnikov, aplicată la exploatarea carierelor de calcare, dă următorul rezultat, dacă se ia pentru unghiul β 80° şi pentru unghiul α = 50°, admiţind că se va lucra la încărcare cu un escavator de 3 m³.

Formula (a):

$R_{\cdot\, inc.\ a\ excavatorului} = 14$ m

$R_{\cdot\, desc.\ a\ excavatorului} = 12$ m

$a = 0{,}8\ (R_{\cdot inc.} + R_{desc.}) = 0{,}8\,(14+12) = 21\ m$

$$H = 0{,}7 \times 21 \sqrt{\frac{\sin 50^0 \sin 80^0}{1{,}4 \times 0{,}5(1 + 0{,}75) \times \sin(80^0 - 50^0)}} = 17\text{m}.$$

Formula aceasta, după cum rezultă din analizarea ei, nu dă înălţimea absolută a treptei de exploatare, ci înălţimea maximă, ce se poate atinge, în raport cu utilajul de încărcare folosit. Deci, la un excavator de 3 m³, înălţimea cea mai raţională a treptei variază în jurul a 20 m.

Formula (b) ne dă în schimb înălţimea maximă a treptei de exploatare.

În această formulă vom da următoarele valori parametrilor utilizaţi:

$k = \frac{C}{\gamma m}$. Din tabela 3 pag. XX/26 din vol. III al manualului ing. de mine, rezultă următoarele valori pentru aceşti parametri:

$c = 15$ t/m²
$\gamma = 2{,}4$
$m = 1{,}75$ de unde $k = 3{,}58$

$$\varphi' = \text{arc. tg. } \frac{50^0}{m} = \text{arc. tg. } 1{,}27 = 52^0.$$

$\varphi = 50^0$, deci vom avea:

$$H = \frac{2 \times 3{,}58 \times 0{,}64}{\sin^2 \frac{90^1 - 52}{2}} = 70 \text{ m.}$$

Deci, în condiţiile admise, înălţimea maximă a treptei de exploatare, la calcare, va fi de 70 m. Înălţimea limită dată de această formulă este destul de rezonabilă.

Manualul Bickford, scos de uzina care fabrică fitilul bine cunoscut în exploatările miniere, recomandă, la exploatările de roci cu găuri adînci de mină, dacă încărcarea se face cu excavatorul, o înălţime medie de 30 m.

Acelaşi manual dă ca valoare maximă a anticipantei liniare lungimea de 12 m. Ţinînd seama de această condiţie şi determinînd grafic înălţimea treptei, se ajunge la o înălţime maximă de treaptă de 55—60 m, adică destul de apropiată de aceea rezultată din formula utilizată mai sus.

2. *Forarea găurilor.* Problema înălţimii maxime a treptei de lucru este strîns legată de aceea a adîncimii maxime, pînă la care se pot fora, în mod economic, găurile de mină.

Pentru exploatarea carierelor de calcar cu trepte înalte, se pot folosi două procedee de abataj al materialului în front: metoda cu camere de minare şi metoda cu găuri adînci de mină. Dintre acestea, cea mai recomandabilă, în cazul carierelor, este metoda cu găuri adînci de mină, care prezintă următoarele avantaje: siguranţa deplină a muncii în front, prin perforarea de sus în jos a găurilor; productivitate mare, la forare, prin rapiditatea cu care se poate realiza această operaţie şi încărcarea găurilor; posibilitatea de a se obţine un perete aproape vertical şi fără copturi, prin adoptarea unei metode adecvate de dare a focului; obţinerea unui material cît mai apropiat de granulaţia dorită şi — deci — reducerea la minimum posibil a împuşcărilor secundare. În modul acesta se poate realiza încărcarea directă cu excavatorul, după împuşcare.

Aplicarea cu succes a acestei metode depinde de condiţiile geologice ale zăcămîntului.

Camerele de minare, în afară de faptul că necesită forţe de muncă mai numeroase şi o durată de execuţie mai îndelungată, ceea ce măreşte volumul cheltuielilor de abataj, mai prezintă inconvenientul că nu se acomodează la orice înălţime de treaptă. Astfel, la înălţimi de treaptă sub 10—12 m împuşcarea cu camere de mină este neeconomică; iar la înălţimi mai mari de 30 m este nerecomandabilă, din cauză că dă naştere la accidente, cu ocazia încărcării materialului rezultat. Pe de altă parte, procedeul de abataj cu ajutorul camerelor de minare mai prezintă, în unele cazuri, inconvenientul că, din cauza cantităţii mari de exploziv care se găseşte concentrat numai în cîteva puncte, explozia dă naştere la zguduiri puternice, care nu pot fi atenuate şi care pot periclita siguranţa construcţiilor vecine, pe cînd în sistemul împuşcării cu găuri adînci de mină, zguduirile sînt înlăturate, în cea mai mare parte, prin aplicarea tirului după sistemul milisecundă.

Procedeul de abataj cu camere de mină are şi dezavantajul că produce material foarte mare, care trebuie, în orice caz, să fie supus împuşcărilor secundare, pentru a putea fi încărcat, ceea ce măreşte preţul de cost şi micşorează productivitatea. Acest dezavantaj se regăseşte şi la metoda cu găuri, însă, în acest din urmă caz, poate fi atenuat sau chiar înlăturat, prin folosirea unei metode potrivite de împuşcare.

În afară de condiţiile arătate mai sus, abatajul cu camere de mină nu poate da rezultate bune decît în cazul cînd zăcămîntul poate avea o înclinare în front cît mai aproape de verticală, pentru a evita apariţia cornişelor, la partea superioară şi suprafeţele de clivaj să fie cît mai paralele cu faţa frontului de lucru.

Tendinţa modernă este pentru adoptarea abatajului cu găuri adînci de mină, a căror productivitate este cu mult mai mare decît aceea a găurilor scurte.

După experienţele făcute rezultă că în cazul acestui procedeu, la un spor de exploziv de 70% corespunde o creştere de productivitate de 110% şi o reducere de manoperă de 58%.

În ceea ce priveşte direcţia de săpare cea mai indicată a găurilor de mină este cea verticală, de sus în jos; aceasta se datoreşte — în parte — şi utilajelor de foraj, întrucît cu ajutorul sondezelor percutante nu se pot realiza astfel de găuri. Uneori însă, condiţiile nefavorabile ale terenului nu permit forarea găurilor de la nivelul superior al treptei, în jos. În acest caz, ori dacă exploatarea se face în abataje cu mare înclinare, se vor utiliza găuri orizontale, care se sapă, de cele mai multe ori, la partea inferioară a abatajului, oblic de jos în sus. Fireşte că asemenea găuri nu se pot fora decît cu sondeze rotative.

În acest caz, gaura va trebui supraîncărcată cu material exploziv, pentru a putea disloca toată masa de rocă existentă între fundul găurii şi faţa superioară a abatajului. Inconvenientul pe care-l prezintă aceste găuri este acela că produc un material de dimensiuni foarte mari, care necesită manoperă foarte multă pentru împuşcarea secundară. Deci, în general, se recomandă folosirea găurilor verticale şi paralele cu faţa liberă a frontului şi numai în cazuri cu totul excepţionale se va face apel la găuri orizontale sau înclinate, de jos în sus, amplasate la partea de jos a abatajului

La determinarea direcţiei de forare a găurilor, va trebui să se ţină seama şi de stratificaţia rocilor, poziţia lor optimă fiind aceea cît mai apropiată de perpendiculara pe faţa stratelor.

3. *Lungimea găurilor.* În general, găurile forate vertical trebuie să fie mai lungi decît înălţimea treptei de exploatat, pentru a se evita să rămînă, după împuşcare, praguri la talpa abatajului, care să necesite împuşcări secundare. Aceasta din cauză că efectul de rupere al găurii nu se produce pe toată adîncimea ei, ci numai pe o porţiune care, în cel mai bun caz, nu depăşeşte 0,85—0,87 din lungimea ei. Acest coeficient se numeşte coeficient de utilizare al găurii.

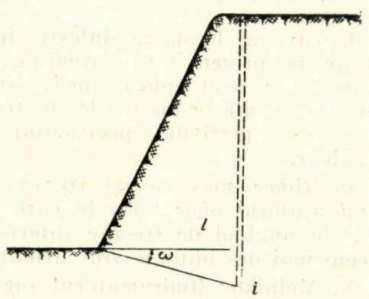


Fig. 1. Supraadîncirea găurilor.

Totuşi supraadîncirea găurii nu trebuie să fie prea mare, fiindcă scade randamentul găurii. În general, se recomandă ca unghiul ω (fig. 1) să nu depăşească 20^0, ceea ce înseamnă că adîncimea găurii, sub talpa carierei, trebuie să fie: $i \leq l$ tg. 20^0 sau $i \leq 0{,}35$ l.

La o adîncime de front de 15 m corespunde o supraadîncire maximă de 2,4 m.

După o altă formulă empirică, între lungimea reală *(L')* a găurii și lungimea ei utilă *(l)* există relația :

$$L_{,}=l+\frac{\sqrt{l-0,5}}{6,5}\cdot$$

Cu această formulă, la o înălțime de front de 15 m corespunde o lungime reală de gaură de 15,6 m, adică ceva mai mică decît aceea calculată cu ajutorul primei formule.

Valorile cele mai raționale, pentru supraadîncirea găurilor, sînt cuprinse între cele două formule.

4. *Diametrul găurilor.* Acest element depinde de adîncimea găurilor. O gaură se sapă cu unelte avînd tăișul de mai multe mărimi. În cazul folosirii sfredelelor se ține seama de faptul că diferența de diametru de la o garnitură de sfredele la alta este de 2—3 mm și că diametrul la fundul găurii trebuie să fie de cel puțin 40 mm; de unde se deduce ce diametru trebuie să aibe gaura inițial. În cazul sondezelor, situația este alta, dar trebuie ținut seama și aci de micșorarea diametrului rezultată din schimbarea garniturilor de foraj, ca să se ajungă la fund cu diametrul minimal necesar.

Diametrul găurilor utilizate variază între limite foarte largi. În Germania el nu depășește 70—80 mm, pe cînd în S.U.A. el atinge 200 mm.

Folosirea unor găuri cu diametrul atît de mare este legată de productivitatea în abataj; însă, pentru a se obține fărîmițarea potrivită instalației de concasare, diametrul de forare și distanța de la gaură la linia de creastă a frontului trebuie să fie astfel calculate încît explozivul să umple gaura pînă la o anumită distanță de gura ei.

După unii autori [1] productivitatea cea mai ridicată la abataje s-ar obține cu găuri al căror diametru variază între 50—60 mm. Acest diametru corespunde, în general, găurilor cu lungimi între 12—30 m.

În acest caz, consumul de exploziv pe tona de rocă abatată este mai mic dacă se forează găuri cu diametru mic, decît dacă se lucrează după vechea metodă, bazată pe forarea de găuri cu diametrul mare, deoarece explozivul este mai bine folosit. De asemenea frontul nu mai are nevoie să fie copturit, după împușcare.

Singurul punct pentru care ar putea fi preferate găurile cu diametrul mare ar fi acela că trebuie să se foreze 3—4 găuri cu diametrul de 54 mm, pentru a se obține o producție echivalentă unei singure găuri de 150 mm. Deci economie de manoperă.

Industria americană și belgiană produc o foreză cu ajutorul căreia se pot fora găuri adînci, avînd același diametru pe toată lungimea lor [2]. Forarea unor asemenea găuri prezintă următoarele avantaje: a) mărirea productivității utilajului, prin reducerea timpilor morți determinați de schimbarea sfredelelor cu diametrul diferit; b) reducerea consumului de exploziv cu circa 25%. Astfel, cu găuri de ∅ 165 mm, la o carieră de calcar, se realiza un consum specific de 105 g/t, pe cînd folosind găuri executate cu aceste foreze consumul de exploziv s-a redus la 75 g/t.

Pentru a se realiza această reducere de exploziv nu este suficient însă să se reducă diametrul găurilor, ci se mai cere să se utilizeze o calitate de exploziv care să corespundă exact la natura rocilor de abatat, iar găurile să fie judicios amplasate.

În proiectele întocmite în R.P.R. pînă în prezent, pentru exploatarea marilor cariere de calcar, s-au recomandat următoarele diametre de gaură : la cariera Lespezi, 95—145 mm; la cariera Piatra Secuiului, 69—150 mm ; la Turda-Săndulești, s-a recomandat un diametru constant de 200 mm, întrucît treapta I de exploatare are variații foarte mici de înălțimi, iar treapta a II-a are o înălțime constantă.

5. *Anticipanta liniară.* Prin anticipanta liniară, sau linie de minimă rezistență, se înțelege distanța cea mai scurtă de la centrul încărcăturii pînă la cea mai apropiată față liberă. Ea este dată deci de lungimea perpendicularei duse din centrul încărcăturii pe fața liberă a abatajului (fig. 2).

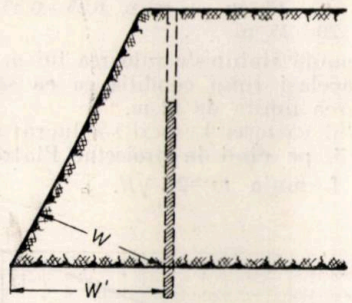


Fig. 2. Anticipanta liniară.

Unii autori însă (E. F. Seșko, pag. 46) măsoară această distanță de la punctul de contact al găurii, cu platforma carierei, pînă la piciorul abatajului *(w')*. Se vede ușor că între cele două lungimi, există relația: $w'=\frac{w}{\sin\alpha}$, α fiind unghiul de înclinare al taluzului treptei de exploatare. La o mărime a unghiului α de 80° care corespunde — în general — zăcămintelor de calcar, raportul dintre cele două lungimi este $w'=0.98\ w$, adică sensibil egale.

Dintre numeroasele formule care se propun pentru determinarea anticipantei liniare, enumerăm pe cele mai des întîlnite :

Formula cea mai simplă este aceea care stabilește mărimea anticipantei liniare în funcție de înălțimea treptei de lucru, variind între 0,5 ... 1 *H*, după tăria rocii și felul încărcăturii (în coloană, concentrată sau cu cuptor). Această formulă dă, în general, valori prea mari pentru anticipanta liniară, mai ales la înălțimi de treaptă de peste 30 m. De aceea s-a căutat să se corecteze formula, adaptînd-o pentru diverse înălțimi de treaptă. S-a propus — astfel — ca la încărcăturile în coloană, să se ia următoarele valori, pentru w

— pentru $H=6-8$ m ... $w=0{,}6\alpha\ H+0{,}99$ (în m)
— pentru $H=8-18$ m ... $w=0{,}24\ \alpha\ H+3{,}6$ m
— pentru $H=18$ m ... $w=0{,}1\ \alpha\ H+6{,}1$ m

α fiind un coeficient, care depinde de tăria rocii și care se calculează în raport cu rezistența de rupere, la compresiunea materialului derocat și care, pentru calcare, se ia egal cu 0,87.

E. F. Seșko recomandă două formule și anume : pentru cazul cînd taluzul treptei este vertical sau foarte înclinat, iar găurile de sondă nu sînt așezate la distanță mai mică de 2,5—3 m de marginea superioară a taluzului, să se utilizeze formula :

$$W=\frac{-q\ (z-p)+\sqrt{q^2(z-p)^2+4\ n\cdot cq\cdot H^2\cdot n}}{2\ ncH}$$

în care :

q — este cantitatea de exploziv care intră într-un metru de gaură ;
z — coeficient de burare ;
p — coeficient de supraadîncire a găurii = 0,15 ;
n — coeficient de apropiere a găurilor de sondă = = 0,8—1 m;
c — consumul specific de exploziv, kg/m³.

Formula aceasta, după cum se vede, este greu de utilizat din cauza calculelor complicate pe care le necesită. De aceea, pentru cazurile cînd nu s-ar găsi

întrunite condițiile de exploatare cerute de formulă, același autor recomandă următoarea formulă:

$$w = H.\ \text{cotg.}\ \alpha + 3\ \text{m},$$

α fiind unghiul de taluz natural al treptei.

Unii autori (C. V. Pavlov, Lucrări miniere, pag. 229) recomandă ca anticipanta liniară să nu depășească următoarele lungimi: max. 0,45—0,5 H pentru trepte între 10—15 m și max. 0,25—0,35 H pentru trepte între 20—25 m.

O altă formulă stabilește valoarea lui w la 2,3 $\sqrt{H}$, punînd în același timp condiția ca ea să nu depășească valoarea limită de 12 m.

La proiectul carierei Lespezi s-a lucrat cu formula H cotg α +3, pe cînd la proiectul Piatra Secuiului s-a utilizat formula $w = 2{,}3\sqrt{H}$.

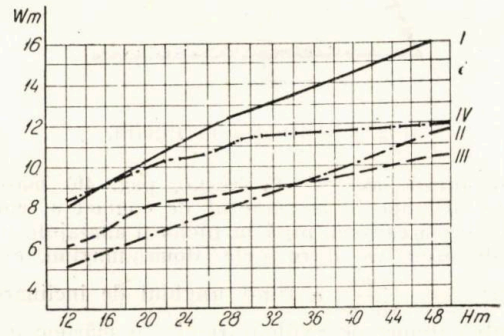


Fig. 3. Variația anticipantei liniare după diferite formule:

$I - W = 2{,}3\sqrt{H}$; $II - W = H$ cotg $\alpha + 3$; $III - W = 0{,}1\ \alpha\ H + 6{,}1$;

$$IV - W = \frac{q(z-p) \pm \sqrt{q^2(z-p)^2 + 4\ ncq\ H^2}}{2\ mcH}$$

Manualul Bickford, editat de uzina care fabrică fitilul cu același nume (pag. 139), nu dă o formulă de calcul, dar recomandă, pentru găurile cu Ø de 90 mm, o valoare maximă, pentru w de 7 m, iar pentru găuri de Ø 150 mm, w nu poate să depășească 10 m. Dacă valoarea lui w este prea mare, încărcătura de exploziv nu are puterea să rupă toată masa de rocă, care separă gaura de fața liberă a frontului, astfel că se ivește necesitatea de a înlătura, prin împușcări secundare, pragul rămas la partea inferioară a frontului de lucru.

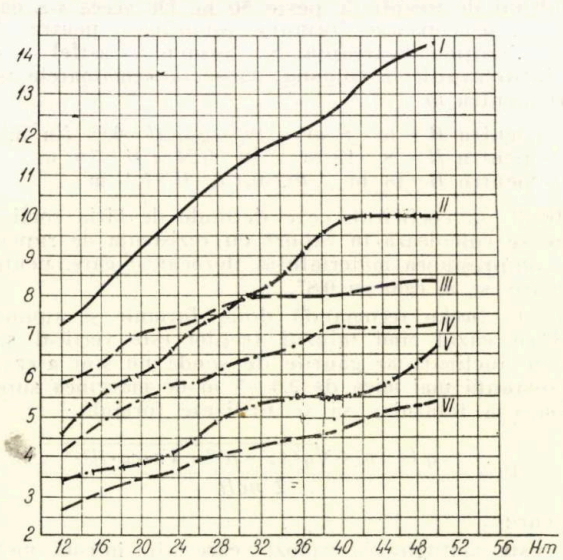


Fig. 4. Variația distanței între găuri, după diverse formule:

$I - a = 0{,}7\sqrt{\frac{7H}{\gamma}}$; $II - a = W(0{,}86 - 0{,}00066\ H)$;

$III - a = \frac{Q}{CWH} \cong 0{,}7\ W$; $IV - a = 1{,}2\sqrt{H}$;

$V - a = \frac{-\alpha H + \sqrt{\alpha^2 H^2 + 24\beta P}}{2\beta}$; $VI - a = \sqrt{\frac{L}{2}}$.

În diagramele alăturate (fig. 3) sînt redate variațiile valorii anticipantei liniare după fiecare din formulele expuse mai sus. Din analiza comparativă a acestor grafice, rezultă că formula $w = 2{,}3\sqrt{H}$ trebuie evitată întrucît dă valori prea mari, pentru anticipanta liniară, atît la treptele medii cît și la cele înalte. De asemenea trebuie înlăturată și formula ultimă care, pe lîngă că este foarte lungă și necesită calcule greoaie, dă și ea valori prea mari, pentru w, mai ales la treptele de înălțime medie. Rămîn deci în discuție formulele: $w = H.$ cotg. α +3 și $w = 0{,}1\ \alpha$ H+6,1. Dintre aceste două, cea mai simplă și care dă o variație oarecum continuă pentru w, în funcție de creșterea înălțimii treptei, este formula $w = H.$ cotg α +3. Această formulă mai are avantajul că nu dă valori prea mari pentru w, nici la treptele înalte. Ar rămîne să se cerceteze variația lui w, dat de această formulă, atunci cînd variază unghiul α, adică mărimea unghiului limită al taluzului natural. Deocamdată vom observa numai atît: că formula devine inaplicabilă în cazul cînd $\alpha = 90^0$, adică la treptele cu taluz vertical, fiindcă cotg 90^0, fiind 0, formula dă o valoare constantă.

6. *Distanța între găuri.* Stabilirea unei formule generale care să determine, în toate cazurile, distanța între găuri este foarte greu de realizat, deoarece acest element al operațiilor de abataj depinde de o serie de factori locali, cum sînt structura și rezistența rocii, felul materialului exploziv utilizat, natura și felul de executare al burajului, înălțimea treptei etc.

Tratatele de specialitate dau numai indicații empirice. Se recomandă astfel, pentru calcar, ca cea mai indicată, distanța de 3—4 m între o gaură și alta.

La o carieră de granit, cu înălțimea medie a treptei de 18 m s-au forat găuri cu Ø 200 mm amplasate la distanța de 5 m una de alta.

La o carieră de calcar, cu înălțimea treptei de 60 m și distanța de la marginea treptei la primul rînd de găuri de 6 m, distanța dintre acestea s-a stabilit la 5,5 m [3].

La împușcările cu întîrzieri de milisecundă nu este nevoie ca distanța între găuri să fie mai mare ca distanța de la muchia taluzului, la primul rînd de găuri, dacă este vorba de găuri cu diametru mic.

Totuși formulele matematice, pentru determinarea acestui element, lipsesc. Cea mai simplă este aceea care determină distanța în funcție de constanta de abataj, dar care nu este aplicabilă decît în cazul abatajelor cu pereți verticali.

Aceste formule sînt: $a = 0{,}7\sqrt{\frac{7H}{\gamma}} = \frac{d}{2}$; $a = \sqrt{\frac{L}{2}}$ în care d reprezintă distanța de la primul rînd de găuri la muchia treptei care, în cazul unui abataj cu perete vertical, se confundă cu anticipanta liniară.

Dintr-un început se vede că cele două formule dau diferențe mari între ele, întrucît una dă distanța între găuri aproximativ egală cu jumătate din distanța de la primul rînd de găuri la muchia abatajului, pe cînd cea de a doua formulă dă distanța între găuri egală cu radical de jumătate din lungimea găurii de mină. Or, este evident că, între aceste două elemente, există în toate cazurile diferențe sensibile.

Formula primă este criticabilă și din alt punct de vedere: ea consideră expresia $0{,}7\sqrt{\frac{7H}{\gamma}}$ echivalentă cu expresia $\frac{d}{2}$. Știind că d variază între limite foarte strîn-

se, avînd valori cuprinse între 2—3 m, dacă admitem pentru d lungimea medie de 3 m şi luăm pe γ egal cu 2,4, rezultă pentru H valoarea de

$$H = \frac{9 \cdot \gamma}{13,7} = \frac{21,6}{13,7} \cong 1,6 \text{ m}$$

Rezultatul la care am ajuns demonstrează că formula nu poate fi utilizată cu bune rezultate decît la treptele mici.

O altă formulă dă, pentru a valoarea $a = 1,2\sqrt{H}$ ceea ce reprezintă, pentru o treaptă cu înălţimea de 16 m, $a = 1,2\sqrt{16} = 4,8$ m.

La aceeaşi înălţime de treaptă, dacă se calculează distanţa între găuri cu cealaltă formulă: $a = \sqrt{\frac{L}{2}}$ se obţine pentru aceasta mărimea de 2,8—3 m, adică o distanţă cu 60% mai mică decît cealaltă, ceea ce dovedeşte cît sînt de relative aceste formule şi cît de necesară este corectarea lor cu ajutorul simţului tehnic şi experienţei personale a proiectantului.

E. F. Seşko (pag. 47) recomandă, pentru calcularea distanţei între găuri, o formulă care determină această distanţă în funcţie de consumul specific de exploziv şi anume:

$$a = \frac{Q}{c \cdot w \cdot H}$$

în care:

Q este cantitatea de exploziv cuprinsă într-o gaură;
c — consumul specific kg/m³.

După cum se vede formula de mai sus este dedusă din formula consumului total de exploziv, care este egal cu consumul specific înmulţit cu volumul de rocă dintre două găuri, care este $a.w.H$ deci:

$$Q = c \cdot a \cdot w \cdot H$$

de unde se deduce, pentru a, valoarea:

$$a = \frac{Q}{c \cdot w \cdot H}.$$

Această formulă este cea mai raţională, dintre cele analizate pînă în prezent, şi ea poate da rezultate foarte exacte, în cazul cînd consumul specific este bine stabilit, fie pe baza formulelor uzuale, fie mai ales pe baza indicilor de consum realizat.

O altă formulă, pentru calcularea distanţei între găuri, porneşte tot de la ideea de a stabili mărimea acestei distanţe, în funcţie de înălţimea treptei de lucru, dar cu un anumit corectiv, care face ca creşterile să nu fie direct proporţionale cu înălţimea treptei, pentru a nu atinge mărimi exagerate. Această idee se concretizează în formula:

$$a = w\,(0,86 - 0,00066 \cdot H)\ m.$$

O altă formulă foarte raţională este aceea care deduce distanţa între găuri din condiţia pe care o pune ca încărcătura de exploziv să dezvolte o forţă de explozie suficientă pentru a putea învinge rezistenţa la rupere şi strivire, pe care o opune peretele de rocă, care separă două găuri între ele, sau care separă o gaură de suprafaţă liberă a abatajului.

Explozia produsă într-o gaură de mină are un îndoit efect: un efect de rupere prin smulgere, respectiv întindere, şi un efect de strivire. Efectul de rupere se exercită după suprafaţa $EFGH$, adică pe înălţimea suprafeţei abatajului, pe cînd efectul de strivire se exercită în talpa carierei, după suprafaţa $GHIJ$ (fig. 5).

Rezistenţele de rupere, prin întindere şi compresiune, pentru fiecare fel de rocă se iau din tabelele de specialitate.

În tabela 1 sînt date, după lucrările lui Taffanel şi Dautriche, presiunea exercitată pe pereţii unei găuri, de dinamita 1, pentru diverse densităţi de încărcare.

Pentru a stabili presiunea care trebuie exercitată de exploziv, ca să se realizeze abatajul rocii, va trebui să se aplice un coeficient variabil, după starea rocii, care se numeşte coeficient de presiune.

În cazul încărcăturii continue, acest coeficient variază între 0,15 pentru roci foarte fisurate şi 0,35, pentru roci omogene.

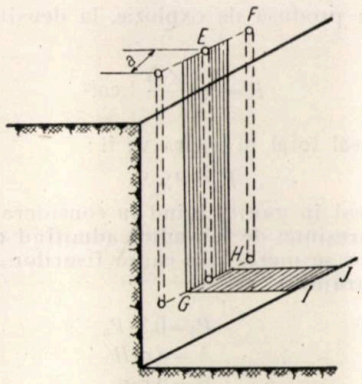


Fig. 5.
Suprafeţele pe care se exercită presiunea exploziei.

Tabela 1

Densitatea de încărcare	Presiunea kg/cm
0,7	9 000
0,8	11 200
0,9	12 600
1,0	14 000
1,1	15 400
1,2	16 800
1,3	18 200
1,4	19 600
1,5	21 000
1,6	22 400

Pentru cazul încărcăturilor în coloană dacă burajul este corect executat, coeficientul de presiune poate fi majorat cu 10%, pentru partea încărcăturii discontinue, sau cu 5%, pentru încărcătura totală.

Notaţiile ce se folosesc, în formulele ce urmează, sînt următoarele:

α — coeficientul de rupere, la împingere, respectiv smulgere a rocii;
β — idem, la strivire;
a — distanţa între găuri;
c — distanţa de la găuri la marginea treptei;
b — înălţimea burajului;
H — înălţimea frontului;
A — presiunea totală la împingere, respectiv smulgere;
B — presiunea totală la strivire;
k — coeficientul de putere al explozivului utilizat;
Δ — densitatea de încărcare;
l — lungimea încărcăturii de exploziv;
$\varnothing$ — diametrul găurii;

Pentru calcar se ia:

α — 500 t/m².
β — 1 100 t/m²
γ — 2,6
densitatea de încărcare a explozivului = 1;
densitatea explozivului = 1,15;
densitatea explozivului după tasare 1,25;
ϑ — coeficientul de brizanţă al dinamitei 1;
ϑ' — coeficientul de brizanţă al explozivului utilizat.

Greutatea încărcăturii dintr-o gaură va fi :

$$\text{Lung. înc.} \times \frac{\pi d^2}{4} \times \frac{l}{1000} \text{ kg.}$$

Suprafaţa secţiunii verticale, în planul care trece prin axul găurii încărcate, va fi :

$$S = \text{lung. găurii x } d$$

Presiunea produsă de explozie, la densitatea de încărcare 1 :

$$P = \frac{14 \times \delta}{\delta'} \text{ t/cm}^2$$

Efortul ideal total în gaură va fi :

$$P_0 = P \times S$$

Efortul real în gaură, luînd în consideraţie un coeficient de presiune de 0,3, adică admiţînd că 70% din forţa gazelor se pierde din cauza fisurilor şi a imperfecţiunii burajului, va fi :

$$P_1 = 0{,}3 \cdot P_0$$

$$A = \alpha\, c \cdot H \qquad (1)$$

$$B = \beta\, c \cdot a. \qquad (2)$$

Dacă admitem că $a = c$, vom avea relaţia :

$\alpha\, a \cdot H + \beta\, a^2 = A + B$. De unde se poate deduce valoarea ui a :

$$a = \frac{-\alpha H \pm \sqrt{\alpha^2 H^2 + 4\beta (A+B)}}{2\beta} .$$

Dintre cele două rădăcini, se va alege firesţe numai rădăcina pozitivă a lui a, care va determina distanţa între găuri.

O altă relaţie se stabileşte din condiţia ca forţa utilă, dezvoltată de exploziv, în gaură, să fie atît de mare încît să poată învinge rezistenţa acesteia, adică să fie cel puţin egală cu suma rezistenţei la tăiere şi a rezistenţei la strivire.

Forţa dezvoltată de exploziv în gaură este dată de formula :

$$P = \frac{140 \cdot k}{1{,}06} \Delta \cdot \gamma \cdot l \cdot \varphi .$$

Vom avea deci relaţia : $A + B = P$ sau :

$$\alpha \cdot c \cdot H + \beta \cdot a \cdot c = 132\, k \cdot \Delta \cdot \gamma \cdot l \cdot \varphi . \qquad (3)$$

Necunoscutele care trebuie calculate sînt: distanţa între găuri şi distanţa de la rîndul găurilor la marginea abatajului. Cunoscînd raportul dintre aceste două elemente $\frac{a}{c} = n$ se va putea determina unul sau altul din aceste elemente.

Consumul de exploziv pe tona de exploziv abatată este dat de formula :

$$\frac{\pi \varphi^2 \Delta l}{4\, k \cdot a \cdot c \cdot H} \qquad (4)$$

adică rezultă din împărţirea cantităţii de exploziv, cuprins într-o gaură, la volumul rocii dislocate, prin puterea unei explozii.

Din analizarea formulelor (3) şi (4) se pot trage următoarele concluzii :

— pentru o anumită rocă, distanţa c a găurilor la marginea frontului şi distanţa a dintre găuri cresc o dată cu puterea explozivului *(k)*, cu densitatea încărcăturii (Δ) şi cu înălţimea încărcăturii *(l)*;

— aceste distanţe cresc — de asemenea — cu diametrul găurii (Ø). Dar formula (4) arată că consumul de exploziv la tona de rocă extrasă creşte cu pătratul diametrului acestei găuri ; ceea ce pune în evidenţă necesitatea de a micşora diametrul găurilor, pentru a nu spori prea mult acest consum ;

— faptul că creşterea încărcăturii în gaură *(l)* face de asemenea să crească distanţele a şi c şi — ca urmare — mărimea materialului rezultat de la împuşcare, pledează pentru ideea utilizării unui exploziv cu o mare putere de explozie, care să atingă o densitate cît mai mare de încărcare ;

— dat fiind că înălţimea frontului este, de cele mai multe ori, impusă de condiţiile fizico-geologice ale zăcămîntului nu se va putea mări lungimea încărcăturii decît micşorînd — în mod corespunzător — înălţimea burajului.

Rezultatele comparative, la care se ajunge cu diversele formule utilizate, sînt redate în diagramele din fig. 4. Examinînd aceste diagrame tragem următoarele concluzii : formula : $a = 0{,}7 \sqrt{\frac{7H}{\gamma}}$ trebuie eliminată, de la început, fiindcă dă valori prea mari pentru a atît pentru treptele medii cît şi pentru cele înalte. După manualul Bickford, distanţa maximă permisă, între două găuri, este aceea de 10 m, pe cînd cu această formulă se ating, pentru treptele înalte, valori de peste 14 m.

Cele mai mici valori dă formula $a = \sqrt{\frac{L}{2}}$ de unde deducem că este indicat să se lucreze cu aceasta, atunci cînd se urmăreşte obţinerea de material mărunt, deoarece cu cît distanţa dintre găuri este mai mică, cu atît materialul obţinut este mai mărunt.

Formula $a = w\ (0{,}86 - 0{,}00066\ H)$ satisface condiţia de a nu conduce la valori mai mari de 10 m, dar, de la o anumită înălţime de treaptă, variază liniar.

Formulele $a = 1{,}2 \sqrt{H}$ şi $a = \frac{Q}{c \cdot w \cdot H} \cong 0{,}7\ H$ dau valorile cele mai strînse pentru a şi sînt cele mai recomandabile.

Limita maximă de 10 m, dată de manualul Bickford, este raţională şi este recomandabil să fie luată în consideraţie, întrucît forarea găurilor adînci, la distanţe prea mari, măreşte considerabil numărul blocurilor, care necesită împuşcări secundare sporind astfel preţul de cost şi micşorînd productivitatea muncii.

7. *Calculul încărcăturii găurilor.* S-au propus mai multe formule, pentru calcularea mărimii încărcăturii găurilor de mină. Cele uzuale sînt următoarele: $Q = k.w^3$ sau $Q = K_1.w^3$ (Man. Ing. de Mine, III, pag. XX/92), în care k reprezintă consumul specific, adică cantitatea de exploziv necesară pentru sfărîmarea unui metru cub de rocă ; iar K_1 reprezintă coeficientul de tărie al rocii, care depinde de puterea explozivului şi de felul încărcăturii.

Valorile lui k sînt date în manualul inginerului de mine, pentru fiecare rocă în parte.

O altă formulă simplă, tot de natură empirică, este aceasta :

$Q = a.\ m.\ H.\ q.$ în care q reprezintă consumul specific de exploziv. Observînd că expresia: $a.\ m.\ H.$ nu reprezintă altceva decît cantitatea de material doborîtă la fiecare explozie, ne dăm seama că această expresie nu exprimă altceva decît cantitatea de rocă cuprinsă între două găuri, înmulţită cu consumul specific.

O formulă ceva mai complexă ne dă cantitatea de exploziv introdusă într-o gaură în funcţie de ceea ce se numeşte, după N. V. Melnikov, „coeficient de explozie". Formula se prezintă sub forma :

$$Q = f\,(n)\, q \cdot m \cdot w^3 .$$

Expresia $f\ (n)$ este coeficientul de explozie şi ea se calculează cu formula :

$$f\,(n) = \sqrt{\frac{(w+1)^3}{2\,w}} .$$

Parametrul $m = \frac{a}{w}$, adică cu raportul dintre distanța între găuri și anticipanta liniară. Este interesant că această formulă nu apare în toate manualele de specialitate sub aceeași formă. Cele mai multe (5) o dau sub forma prescurtată :

$$q = f(n) \cdot q \cdot w^3 \text{ kg.}$$

Cum parametrul $m = \frac{a}{w}$, care apare în plus în prima formulă, are întotdeauna valori subunitare, este evident că prima variantă a acestei formule dă valori mai mici pentru Q decît formula ultimă.

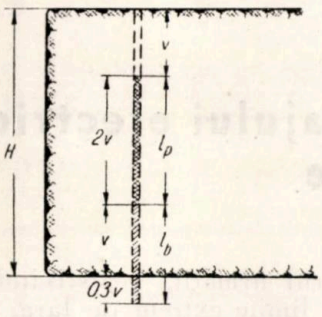


Fig. 6. Schema de împușcare după Langefors.

O formulă mult mai puțin cunoscută este aceea propusă de inginerul suedez Langefors, într-o lucrare care tratează despre abatajul rocilor [4]. Această formulă este interesantă prin faptul că dă separat calculul încărcăturii pentru cele două feluri de exploziv folosite.

Notațiile din formulă sînt următoarele :

Q — greutatea încărcăturii ;
H — înălțimea abatajului ;
v — distanța găurii la muchia treptei ;
S — rezistența la explozie a rocii ;
E — distanța între găuri ;
f — coeficient de rupere, pentru diverse unghiuri între gaură și suprafața rocii ;
s — coeficient de putere al explozivului.

Se disting, după cum am spus, două feluri de încărcături : încărcătura alungită *(lp)* și încărcătura concentrată *(lb)*.

Valorile lor sînt date de următoarele formule :

$$l_p = 0{,}4\ (0{,}07 + S \cdot v^2),\ \text{kg/m}$$
$$l_b = 2{,}5 \cdot l_p \cdot v$$

Incărcătura totală : $Q_t = (H + 1{,}5 \cdot v) l_t$.

In cazul cînd se împușcă cu o salvă de mai multe găuri, încărcătura totală pe gaură va fi :

$$\frac{f}{S} \times \frac{E}{v} \times 0{,}8\, Q_t.$$

Încărcătura specifică kg/m³ este dată de formula :

$$q = \frac{Q}{H \cdot E \cdot v},$$

unde v reprezintă linia de minimă rezistență și este dat de relația :

$$v = \sqrt{0{,}9\, \frac{s \cdot p}{f \cdot S} \left[\left(\frac{d}{32} \right)^2 - 0{,}07\, \frac{V}{S} \right]}.$$

Această formulă este valabilă pentru cazul cînd raportul $\frac{E}{v} \leq 1{,}3$. Notația d din formulă reprezintă diametrul găurii de fund.

Autorul ne asigură că rezultatele acestor formule au fost supuse unui control minuțios, pe bază de explozii de încercare, executate în condiții foarte variate.

8. *Consumul de exploziv.* Acest consum se determină, în general, după indicii de consum urmăriți de fiecare exploatare.

Acest consum specific variază în funcție de mai mulți factori, dintre care cei mai importanți sînt: tăria rocii, forma stratificației, lungimea și diametrul găurilor, felul încărcării găurilor și — în fine — natura explozivului.

După datele de la exploatări, rezultă că, la calcar, consumul specific variază între 0,60—0,120 kg/t.

Calculul consumului specific de exploziv se poate face și teoretic, prin împărțirea cantității de exploziv, care se introduce în gaură, la volumul de rocă dislocat. Acest calcul se poate face pornind de la oricare din formulele de mai sus.

Toate aceste formule dau consumul de exploziv pentru împușcările primare. La acesta urmează să se adauge consumul necesar pentru împușcările secundare.

9. *Forma încărcăturii.* Explozivul poate fi așezat în gaură fie sub forma unei coloane continue, fie sub forma unei coloane întrerupte, în care încărcătura alternează cu burajul, fie sub formă concentrată, în care masa de exploziv se concentrează într-un cuptor de formă sferică ori elipsoidă, situat la partea inferioară a găurii.

Prima formă se numește încărcătură continuă, cea de a doua încărcătură dispersată, iar cea de a treia încărcătură concentrată.

Încărcătura concentrată este recomandată pentru rocile moi, de mică rezistență. La rocile dure, se recomandă încărcătura dispersată, care prezintă avantajul că produce un material omogen, care ușurează încărcarea și face — uneori — inutilă sfărîmarea secundară. In general, se recomandă, la găurile adînci de mină, încărcarea materialului exploziv în coloană, pentru ca presiunea de detonare să se exercite pe o suprafață cît mai întinsă, obținînd astfel un material cît mai omogen și mai mărunt.

La găurile lungi, din cauza diametrului mare ce au, nu este posibil ca încărcătura de exploziv să se prezinte sub forma unei coloane continue, fiindcă ar trebui să se consume o cantitate prea mare de exploziv. De aceea coloana trebuie în mod obligator să fie separată prin material de buraj, a cărui lungime trebuie să reprezinte 1/3—1/1 din lungimea încărcăturii de exploziv.

In acest caz, este de remarcat că, în masa de rocă, se găsesc zone, și anume : cele situate la nivelul burajelor, care nu pot beneficia de același efect brizant al explozivului și care dau naștere, din această cauză, la blocuri mari. De aceea este necesar ca aceste zone să fie cît mai judicios repartizate.

In ceea ce privește repartizarea materialului exploziv în gaură, ea trebuie astfel făcută, la găurile de peste 10 m adîncime, cu diametru mare : 2/3 din cantitatea totală a explozivului se recomandă a fi așezate pe fundul găurii. Restul cantității de exploziv se recomandă a se împărți în 2—3 coloane, care se repartizează cam pe 2/3 din lungimea totală a găurii.

Din punctul de vedere al înălțimii pe care o ocupă, se recomandă ca încărcătura din fundul găurii să aibă înălțimea de cel puțin 2—2,5 m. Spațiile de buraj trebuie să aibă și ele lungimi de minimum 2 m.

Distanțele de la partea superioară a ultimei încărcături pînă la gura de intrare a găurii, adică lungimea ultimei coloane de buraj, se recomandă a avea o înălțime cel puțin egală cu valoarea anticipantei liniare.

Dacă această distanţă este prea mare, se obţin rezultate foarte bune forînd cîte o gaură intermediară, cu o adîncime aproape egală cu lungimea ultimului buraj al găurii principale, plasate pe aceeaşi linie, la jumătate distanţă de acestea şi încărcate pe 2/3 din înălţimea lor.

10. *Scheme de împuşcare.* Problemele fundamentale ale schemelor de împuşcare sînt următoarele: plasarea judicioasă a găurilor, din punct de vedere al distanţei între ele şi al distanţei de la primul rînd de găuri la marginea treptei de exploatare.

Ambele probleme s-au analizat în capitolele precedente.

Bibliografie

[1] * * *: *Der Stand Grossbohrloch — Gewinungsferfahren in dem Betrieben,* Der Steinenindustrie, nr. 1/1955.

[2] Oppineau M.: *Quelques reflexions sur l'abattage en masse au wagon-drill,* L'équipement mécanique, nr. 308/1955.

[3] * * *: *L'équipement mécanique,* nr. 232, 1949, pag. 5—7.

[4] * * *: *U. Langefors Manuel de creusement au rocher,* Atlas, Diesel, Stockholm 1954.

[5] * * *: *Bickford,* Rouen, 1933.

Cîteva observaţii asupra carotajului electric la sonde în sare

Ing. Goilav Şerban

Carotajul electric — o metodă de corelare indirectă — realizează profile interpretabile ale găurilor de sondă prin reprezentarea variaţiei pe verticală a potenţialului găurii de sondă (curba *P.S.*) sau a rezistivităţii specifice a formaţiei (curbele rezistivităţii) (fig. 1). Metoda este în special folosită pentru

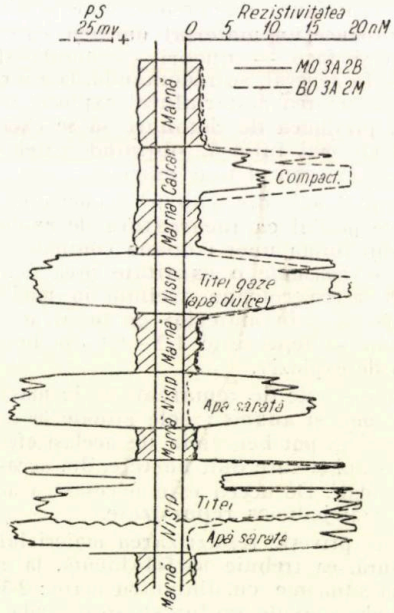


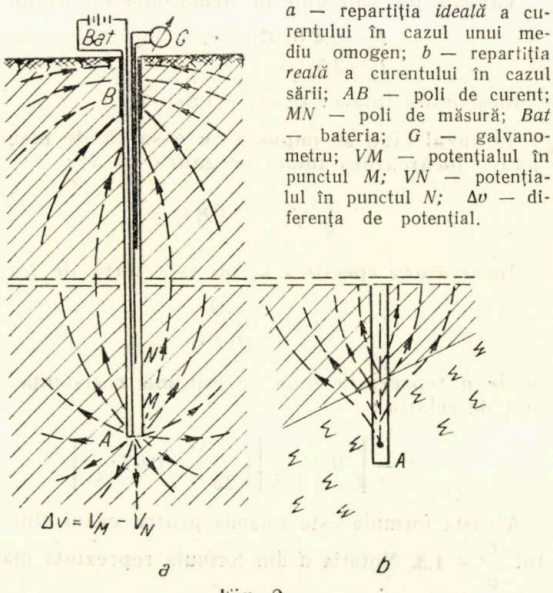
Fig. 1.

studierea profilelor sondelor destinate exploatării petrolifere, extinderea ei fiind astăzi universală.

În cele ce urmează se încearcă să se explice şi exemplifice cîteva neajunsuri ale metodei, privind măsurătorile de rezistivitate la sonde în sare, neajunsuri care au făcut ca de multe ori interpretatori suficient de competenţi să fie induşi în eroare.

Parametrul urmărit, rezistivitatea rocilor variază în limite extrem de largi de la rocă la rocă şi permite identificarea formaţiei (fig. 1). În cazul sării însă, metoda în forma ei actuală este incompletă prin aceea că valorile măsurate şi înregistrate nu corespund rezistivităţii stratului.

Carotajul electric măsoară rezistivitatea formaţiei străbătute de gaura de sondă prin aşa-numita metodă a celor patru poli. Prin trimiterea de curent între polii *AB* (fig. 2), se creează un cîmp electric artificial în care se plasează punctele de măsură *M* şi *N*. Diferenţa de potenţial dintre polul *M* şi polul *N*, în momentul în care curentul şi dispozitivul de măsură se menţin constante, este direct proporţională cu rezistivitatea formaţiei



a — repartiţia *ideală* a curentului în cazul unui mediu omogen; *b* — repartiţia *reală* a curentului în cazul sării; *AB* — poli de curent; *MN* — poli de măsură; *Bat* — bateria; *G* — galvanometru; *VM* — potenţialul în punctul *M*; *VN* — potenţialul în punctul *N*; Δv — diferenţa de potenţial.

Fig. 2.

care se poate deduce după formula:

$$\rho = K \frac{\Delta v}{I}$$

în care:

ρ este coeficientul rezistivității specifice (Ω)
K — constantă funcție de distanțele $A\,M$ și N;
Δ_v — diferența de potențial măsurată (V, respectiv mV);
I — curentul trimis (A, respectiv Am). Valoarea în metri a constantei;
K — se poate calcula cu ajutorul expresiei:

$$K = 4\pi \frac{AM \cdot AN}{MN}$$

care s-a dedus matematic, pentru cazul ideal al cîmpului electric normal (omogen și izotrop din punct de vedere electric). Cîmpul electric normal face valabilă presupunerea că în imediata apropiere a polului A repartiția curentului se face echidirecțional. În consecință, suprafețele echipotențiale vor fi niște sfere cu centrul în A. Forma lor sferică permite calculul potențialului sferei ce trece prin polul M, respectiv N, din diferența lor rezultînd valoarea Δv (fig. 2).

Neajunsul metodei constă în aceea că măsurătorile nu se execută direct pe strat, ci în găuri de sondă umplute cu noroi, și că în consecință repartiția curentului nu se mai face echidirecțional, atunci cînd intervine neomogenitatea mediului. Gradul de neomogenitate este cu atît mai mare, cu cît diferența dintre rezistivitatea noroiului și rezistivitatea formației este mai mare. Neomogenitatea maximă are loc în dreptul masivelor sau lamelor de sare, deoarece sarea gemă are proprietăți dielectrice ($\rho = 1 \times 10^{15}$ Ωm), pe cînd noroiul sărat este extrem de conductibil (0,05 Ω m la 15°C) (fig. 2, *b*). Aceasta are ca urmare faptul că aspectul curbelor de carotaj în sare a indus în eroare cercetători experimentați.

Un profil electric normal și interpretarea sa pentru o secțiune geologică presupusă poate fi urmărit în fig. 1. El cuprinde o curbă a potențialului spontan și două curbe de rezistivitate. Se folosesc două curbe de rezistivitate diferită ca rază de pătrundere. Curba de rază mică influențată de zona invadată cu noroi împreună cu curba *P.S.* permite localizarea precisă a orizonturilor interesante, al căror conținut îl putem stabili cu o a treia sau eventual o a patra curbă cu rază de pătrundere mult mărită, pentru a depăși zona invadată cu noroi. În toate cazurile exemplificate în figură, interpretarea se face relativ simplu, ținîndu-se seama de natura conductivității rocilor.

Cu excepția unor minereuri metalice, rocile în stare uscată nu conduc curentul electric. Rocile umede, datorită electrolitului conținut, sînt însă bune conducătoare, conductibilitatea lor depinzînd de cantitatea de electrolit conținută și de calitatea sa.

În această idee, dacă ar fi să ne imaginăm aspectul curbelor de rezistivitate pentru masive de sare, el va trebui să fie ca în fig. 3, *a*, în care, curba plină de investigație mică, ar

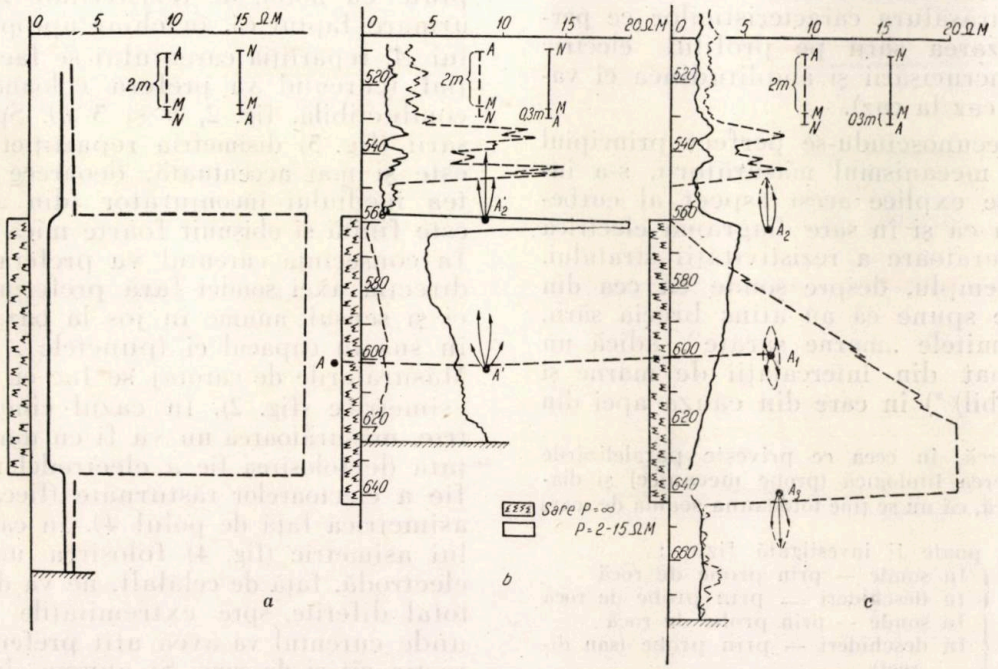


Fig. 3.

a — diagrama presupusă — aspectul în care ar trebui să se marcheze sarea pe profilul electric; *b* — diagrama sondei „N" (8.XII.51) — sondă oprită în sare; *c* — diagrama sondei „N" (24.XII.51) — aceeași din fig. 3, *b* după ce sarea a fost săpată în întregime.

măsura valori mici, sub influența noroiului (în dreptul sării e foarte probabilă o mărire a diametrului găurii prin dizolvare), iar curba punctată, de investigație mare, ar măsura valori de rezistivitate enormă (ce ar tinde spre infinit la investigații mari). Practica însă arată curbe ce marchează sarea, în mod cu totul diferit de cazul presupus și mai sus discutat. În afară de faptul că forma curbelor de carotaj în sare nu corespunde celor discutate asupra cazurilor ideale, valorile măsurate și aspectul curbelor variază de la caz la caz și de la sondă la sondă. Cea mai simplă sistematizare a feluritelor diagrame electrice în sare, am putut-o face în legătură cu poziția stratului de sare față de talpa sondei (fig. 3, *b* și *c*), sistematizare în care s-au putut încadra aproape totalitatea profilelor electrice în sare întîlnite. Analizarea cazului real din fig 3, *b* arată un aspect de curbe cu totul opus cazului ideal presupus, anume curba de investigație mică măsoară valori mari, iar curba de investigație mare măsoară valori mici apropiate de zero. Prezența sării nu poate fi pusă la îndoială, deoarece a fost dovedită prin probe mecanice luate după observarea creșterii anormale a salinității noroiului (care urmărită atent poate indica precis intrarea în sare). Cazul 3, *c*, al unei sonde ce traversează o lamă de sare, arată de asemenea un aspect de diagramă electrică puțin obișnuit, din care se remarcă aspectul dizimetric (încrucișat) al curbelor de rezistivitate. Acest aspect încrucișat al celor două curbe se dovedește a fi trăsătura caracteristicilor ce permite localizarea sării pe profilul electric (tendința încrucișării și amplitudinea ei variind de la caz la caz).

Inițial, necunoscîndu-se perfect principiul metodei și mecanismul măsurătorii, s-a încercat să se explice acest aspect al curbelor în ideea că și în sare diagrama electrică este o măsurătoare a rezistivității stratului. Așa, de exemplu, despre sonde ca cea din fig. 3, *b* se spune că au atins brecia sării, sau așa-numitele „marne sărate", adică un mediu format din intercalații de marne și sare (probabil) *) în care din cauza apei din noroi, în spatele găurii s-ar găsi o saramură de rezistivitate mică (curbă punctată), iar spre pereții găurii turta de noroi dulce — sau ceva de acest fel.

Desigur, imaginea prin care s-a încercat redarea „marnelor sărate" pare confuză (presiunea, jetul noroiului în circulație face imposibilă coexistența acestor medii concentric dispuse în jurul găurii), lucru normal de altfel, deoarece marnele sărate nici nu există și nici nu pot exista, ci ele constituie doar o încercare, nevalabilă de altfel, de a justifica aspectul curios al profilului electric în sare. La fel de puțin valabilă trebuie socotită și ideea de a obține date privind calitatea (puritatea) sării din profilul electric normal, prin paralelizări cu descrieri de carote și corelări (ulterioare). În cele ce urmează se arată că în sare, valorile măsurate cu dispozitive comune de carotaj, în loc de a fi o măsură a rezistivității mediului, sînt doar un efect al „ecranizărilor" provocate de rezistivitatea enormă a mediului (practic infinită) și că, în consecință, orice interpretare bazată pe legătura dintre aspectul curbelor și rezistivitatea mediului (care ar varia de la caz la caz) are foarte puține șanse de a fi valabilă. Mai înainte s-a arătat că esența matematizării măsurătorii rezistivității formației în carotajul electric este sfericitatea suprafețelor echipotențiale în apropierea polului de curent *A* (fig. 2). În cazul sării însă, prezența unei formații (masiv, lamă sau lentilă) de rezistivitate infinită și a unei găuri umplute cu noroi, de rezistivitate zero, au ca urmare faptul că, în chiar apropierea polului *A*, repartiția curentului se face preferențial (curentul va prefera coloana de noroi conductibilă, fig. 2, *b* și 3 *c*). Spre limitele sării (fig. 3) disimetria repartiției curentului este și mai accentuată, deoarece rezistivitatea mediului înconjurător (din afara sării) este finită și obișnuit foarte mică 1—2 Ω m. În consecință curentul va prefera nu numai direcția axei sondei fără preferințe de sens, ci și sensul, anume în jos la baza sondei, și în sus în capacul ei (punctele *A 2* și *A 3*). Măsurătorile de carotaj se fac cu dispozitive asimetrice (fig. 2). În cazul cîmpului simetric, măsurătoarea nu va fi cu nimic influențată de folosirea fie a electrodelor obișnuite, fie a electoarelor răsturnate (fiecare din ele asimetrică față de polul *4*). În cazul cîmpului asimetric (fig. 4) folosirea unui tip de electrodă, față de celălalt, ne va da rezultate total diferite, spre extremitățile masivului, unde curentul va avea atît preferință de direcție cît și de sens. Și anume, dirijarea curentului de la polul *A* spre polii de măsură *(M N)* va face să se măsoare valori maxime, iar dirijarea curentului de la polul *A* spre

*) Se remarcă, în ceea ce privește paralelizările dintre descrierea litologică (probe mecanice) și diagrama electrică, că nu se ține totdeauna seama de scara investigării.

O formație poate fi investigată fizic :

Microscopic { In sonde — prin probe de rocă / In deschideri — prin probe de rocă

Microscopic { In sonde — prin probe de rocă / In deschideri — prin probe (sau direct)

Microscopic { In sonde — electric / In deschideri — direct

CE. Nu poate fi perfect paralelizat decît cu observațiile generale, făcute pe deschideri de suprafață.

partea inversă aşezării punctelor de măsură va face să se măsoare valori minime (la limita sării zero).

Pentru o completă edificare, prezentăm în paralel înregistrări experimentale executate în aceeaşi sondă (fig. 4, *a* şi *b*), la care s-a folosit (4 *a*) electroda obişnuită, iar (4 *b*) electroda răsturnată, de aceeaşi investigaţie. Se observă cum aceeaşi porţiune de la 1 400 m în jos, care ar fi trebuit să fie caracterizată în vechiul sistem de interpretare „marne sărate" după aspectul curbei executate de electroda răsturnată nu poate fi caracterizată decît ca sare masivă. *Rezistivitatea sării nu va putea fi măsurată de nici una din curbe, fiind practic infinită în ambele cazuri.* Variaţiile de aspect şi valori dintre curbele de rezistivitate în sare nu se datoresc variaţiei rezistivităţii formaţiei, ci ecranizării (tendinţa dirijării curentului).

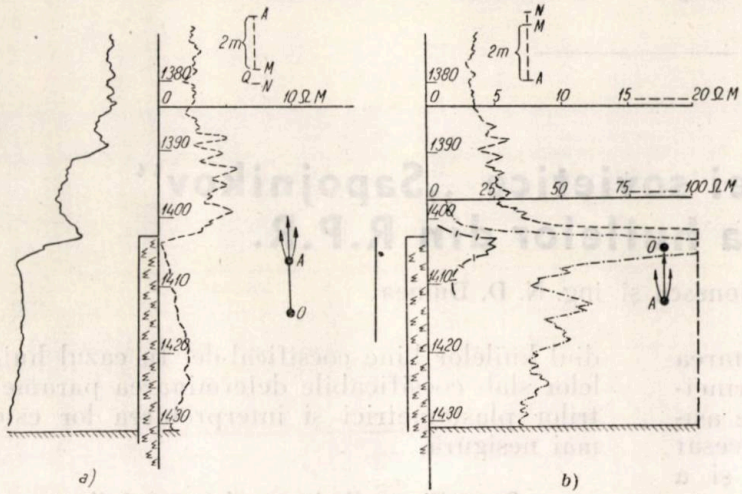


Fig. 4.

a — diagrama sondei „*M*" (3.I.52) (carotaj experimental) — curba a *III-a* BO3A2M cu electroda obişnuită ce marchează sarea prin valori minime; *b* — diagrama sondei „*M*" (3.I.52) (carotaj experimental) — curba a *III-a* BO3A2M cu electrodă răsturnată, ce marchează sarea prin valori maxime.

Enumerarea factorilor care pot influenţa ecranizarea trebuie să cuprindă diametrul găurii, raza de investigaţie, tipul electrodei, poziţia sării în gaura sondei şi poziţia sondei faţă de masivul de sare. Primii trei factori din enumerarea de mai sus produc variaţii ce ascultă de legile generale ale carotajului electric, ce pot fi precis urmărite de orice cercetător care va compara diagramele unui aceluiaşi şantier, şi în consecinţă renunţăm la ilustrare.

Factorul următor, anume poziţia sării în gaura de sondă, poate fi foarte rar exemplificat (s-a putut cunoaşte doar un singur caz) şi de aceea îl exemplificăm în fig. 3. Se observă cum aceeaşi sare din aceeaşi sondă apare marcată cu totul diferit atunci cînd nu este traversată în întregime (fig. 3, *b*) sau cînd este în întregime traversată (fig. 3, *c*). O analizare justă a celor prezentate în fig. 3 şi 4 obligă să se renunţe la ideea de a lega forma curbelor de rezistivitate în sare de rezistivitatea formaţiei în alt mod decît cel mai sus expus, anume că în toate cazurile avem de-a face cu medii *foarte rezistive, de rezistivitate constantă* (practic infinită), care apar curios şi diferit marcate pe diagrama de carotaj, *din cauza ecranizărilor.* Spre exemplu formaţia saliferă din fig. 5, deşi are rezistivitate cu mult mai mare decît formaţiile adiacente, este marcată printr-un aspect de curbe încrucişate *de amplitudini mai mici decît mediul adiacent,* a cărui rezistivitate totală este finită, deci inferioară rezistivităţii sării. În exploatarea petroliferă, problema pusă interpretatorului în ceea ce priveşte sarea se rezumă doar la delimitarea ei. Curbele obişnuite de carotaj rezolvă cu succes această problemă, prin disimetria curbelor, limitele sării trebuind să fie plasate în punctele de maximă desimetrie dintre cele două curbe (cum s-a arătat în toate exemplele cuprinse în textul de faţă). Se sapă însă în R.P.R. sonde destinate exploatării masivelor de sare. Pentru astfel de cazuri forma actuală a metodei, *C.E.* este cu totul incompletă, executîndu-se măsurători ce folosesc dispozitive asimetrice. Este bine sta-

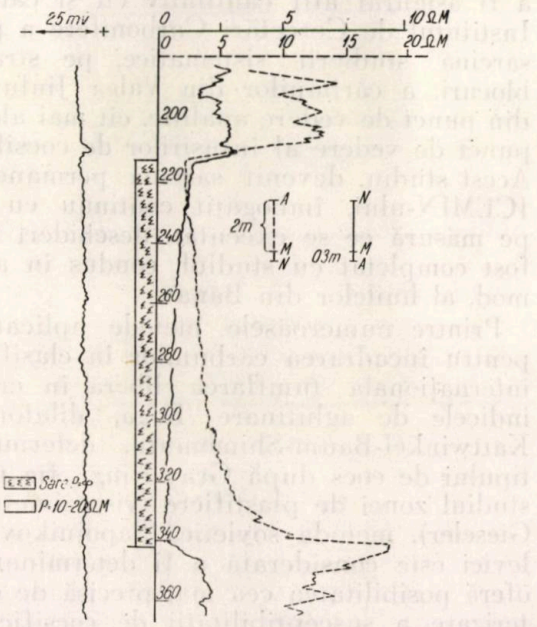


Fig. 5 : Diagrama sondei (31.XII.51) (P_M =0,065 Ω M). Mediul dielectric (sarea) marcat prin valori mai mici decît mediul conductibil (formaţiile adiacente).

bilit că din cauza asimetriei cîmpului, folosirea dispozitivelor asimetrice duce la curbe asimetrice, şi în consecinţă trebuie socotită absolut lipsită de perspective încercarea de a obţine date privind calitatea (puritatea) sării din aceste profile. Pentru rezolvarea problemei propunem utilizarea electrodelor simetrice, de tipul electrodelor pentru calcare, cu ajutorul cărora *poate* s-ar putea obţine curbe simetrice eventual interpretabile calitativ. Menţionăm că respectivele dispozitive, deşi execută măsurătoarea prin şase poli, în loc de patru, folosesc acelaşi cablu trifilar, ca şi electrodele obişnuite de carotaj.

Socotind cele mai sus enumerate utile interpretatorilor de diagrame şi carotaj electric, în vederea explicării aspectului curios şi în multe cazuri nesatisfăcător al profilului electric în sare, am fi recunoscători celor care ne-ar remite sugestii şi eventuale observaţii, în legătură cu textul de faţă.

I C E M I N.

Utilizarea metodei sovietice „Sapojnikov" la cercetarea huilelor din R.P.R.

Ing. **N. M. Ionescu** şi ing. **N. D. Duinea**

O condiţie importantă pentru dezvoltarea continuă a industriei grele, sarcină principală a economiei socialiste a R.P.R., este asigurarea combustibilului tehnologic necesar furnalelor, cocsul siderurgic, precum şi a cocsului de turnătorie.

Pentru îndeplinirea acestui scop, după analizarea rezultatelor mai vechi asupra posibilităţilor de cocsificare a cărbunilor din R.P.R., s-a hotărît şi realizat mărirea cocsăriei de la Reşiţa şi construirea noii cocsării de la Hunedoara.

Consumul respectiv de cărbune trebuind a fi asigurat atît cantitativ cît şi calitativ, Institutul de Cercetări Carbonifere a primit sarcina studierii sistematice, pe strate şi blocuri, a cărbunilor din Valea Jiului, atît din punct de vedere analitic. cît mai ales din punct de vedere al însuşirilor de cocsificare. Acest studiu, devenit sarcină permanentă a ICEMIN-ului, îmbogăţit continuu cu date, pe măsură ce se executau deschideri noi, a fost completat cu studiul, condus în acelaşi mod, al huilelor din Banat.

Printre numeroasele metode aplicate, fie pentru încadrarea cărbunilor în clasificarea internaţională (umflarea liberă în creuzet, indicele de aglutinare Roga, dilatometrul Kattwinkel-Baum-Shimomura, determinarea tipului de cocs după Gray-King), fie pentru studiul zonei de plastifiere (viscozimetrul K. Gieseler), metoda sovietică Sapojnikov-Bazilevici este considerată a fi determinarea ce oferă posibilitatea cea mai precisă de caracterizare a susceptibilităţii de cocsificare a cărbunelui studiat.

Această apreciere a metodei Sapojnikov se aplică în special în cazul utilizării ei la studiul huilelor bine cocsificabile. În cazul huilelor slab cocsificabile determinarea parametrilor plastometrici şi interpretarea lor este mai nesigură.

Operaţii preliminare determinărilor

Probele de cărbuni studiate au fost prelevate din toate stratele şi blocurile în exploatare, atît din bazinul Văii Jiului cît şi din Banat.

Prelevarea s-a făcut prin şliţuire de la acoperişul la culcuşul stratului. Intercalaţiile vizibile de steril au fost îndepărtate manual din probă.

În termen de cel mult 15 zile de la prelevare, această probă mare a fost sfărîmată, omogenizată şi redusă, conform standardelor în vigoare, pînă la o probă de circa 10 kg şi granulaţie 0—5 mm, care a fost spălată în soluţie de $ZnCl_2$ (Valea Jiului) sau lichide organice (Banat), pînă la o cifră de cenuşă de 5—8%

Probele de cărbune astfel preparate au fost supuse cercetărilor cu aparatul L. M. Sapojnikov, aşa cum se arată în cele ce urmează.

Determinarea variaţiei parametrilor plastometrici după Sapojnikov

Metoda L. M. Sapojnikov şi L. P. Bazilevici este o metodă de cercetare pe scară de laborator a caracteristicilor masei plastifiate a huilelor, din care se trag concluzii sigure asupra calităţii cocsului obţinut din cărbunele studiat, în cuptorul industrial. Principiul metodei [1] se bazează pe observaţia cercetătorilor amintiţi mai sus, că grosimea stratului plastic al cărbunelui în timpul fazei plasti-

fiate este una dintre proprietăţile cele mai caracteristice ale cărbunilor cocsificabili.

Pornind de la această observaţie, cercetătorii sovietici au realizat un aparat cu ajutorul căruia se poate determina variaţia grosimii stratului plastic al cărbunelui supus pirogenării pînă la 730°C.

Particularităţile şi avantajele metodei Sapojnikov faţă de celelalte metode de studiere a zonei de plastifiere (viscozimetrice, penetrometrice, dilatometrice etc.) sînt următoarele [2]:

1) Toate fenomenele care însoţesc cocsificarea sînt studiate în funcţie de efectul lor total.

2) Determinarea se face cu o cantitate relativ mare de material (100 g), cu încălzire treptată (4°/min) şi numai pe o singură direcţie, apropiindu-se astfel cel mai mult de condiţiile de lucru din industrie.

3) Pirogenarea cărbunelui are loc sub sarcină (1 kg/cm²), element ce contribuie mai mult la asemănarea procesului din retorta aparatului cu cel din cuptorul de cocsificare.

4. Determinarea terminîndu-se la 730°C, experienţele nu se limitează numai la faza plastifiată, ci cuprind şi fenomenele din semicocs.

5. Ca rezultat al determinării se obţin doi parametri care sînt suficienţi pentru fixarea precisă a cărbunelui studiat în graficul tipurilor de cocs ce se pot obţine industrial (acest

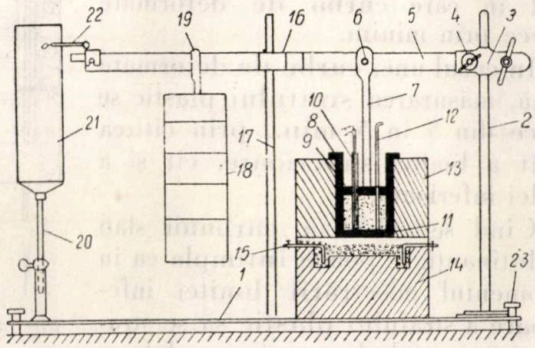


Fig. 1. — Aparatul L. M. Sapojnikov

grafic a fost obţinut de autorii metodei, prin compararea rezultatelor obţinute cu aceleaşi probe, încercate atît în cuptoarele industriale cît şi în aparatul realizat de ei).

Descrierea aparatului. Aparatul Sapojnikov (fig. 1) se compune din următoarele piese:

1 — postament metalic; *2* — suport; *3* — mufă pentru fixarea pîrghiei; *4* şi *6* — articulaţii; *5* — pîrghia ; *7* — coada pistonului ; *8* — retorta de oţel ; *9* — termoelement; *10* — bara de susţinere; *11* — fundul retortei; *12* — acul plastometric; *13* — cărămida superioară; *14* — cărămida inferioară; *15* — electrozi din oţel; *16* — scoabă de ghidaj; *17* — tijă de ghidaj; *18* — greutăţi (sarcina); *19* — suport pentru greutăţi; *20* — suportul tamburului de înregistrare; *21* — tamburul de înregistrare cu mecanism de ceasornic; *22* — peniţa înregistratoare; *23* — şurub de reglarea orizontalităţii aparatului.

Partea principală a aparatului este cuptorul, format din două cărămizi suprapuse *(13* şi *14)* din care cea inferioară *(14)* în formă de cuvă conţine criptolul necesar încălzirii.

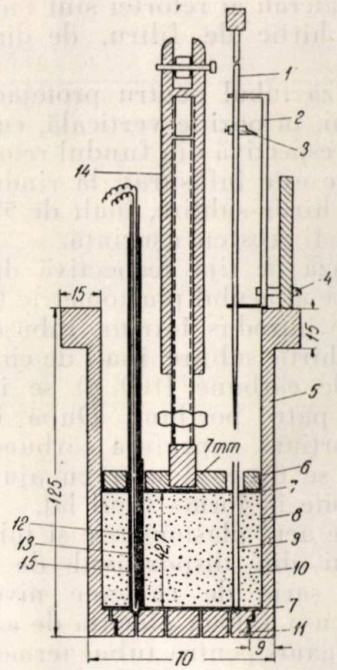


Fig. 2. Secţiune longitudinală prin retorta aparatului Sapojnikov pregătită pentru determinare

1. Acul plastometric Ø = 1,8 mm. 2. Scară gradată. 3. Indicatorul acului plastometric. 4. Dispozitivul de susţinere a acului plastometric. 5. Corpul retortei. 6. Piston Ø = 58 mm. 7. Rondela de azbest, 8. Hîrtie de filtru. 9. Tubuşor de hîrtie Ø = 2 mm pentru acul plastometric. 10. Strat de cărbune. 11. Fundul retortei 10 mm grosime. 12. Tub de hîrtie pentru termoelement. 13. Tub metalic. 14. Coada pistonului. 15. Termoelement Pt-Pt/Rh.

În cuptor, în timpul determinării, este introdusă retorta cu fund găurit *(8)*, în care se găseşte proba de cărbune. Deasupra probei de cărbune apasă pistonul, legat de pîrghia *(5)* prin articulaţia *(6)*. Pîrghia *(5)* este prevăzută la capătul liber cu un dispozitiv de susţinere a unei peniţe speciale *(22)* care înregistrează pe tamburul cu mecanism de ceasornic *(21)* umflarea şi contracţia cărbunelui din retortă, în timpul încălzirii. Pe pîrghia (5) se află fixat, prin articulaţie, suportul greutăţilor, la o distanţă astfel calculată încît pistonul să exercite pe şarja de cărbune o sarcină de 1 kg/cm².

Retorta de oţel este prevăzută cu o tijă subţire pe care se fixează acul plastometric *(12)*, necesar determinării grosimii stratului plastic. Acul plastometric şi termoelementul *(9)*, aşezat cu vîrful pe fundul retortei, pătrund în şarjă prin găurile respective, practicate în pistonul aparatului.

Pregătirea aparatului pentru determinare. Înainte de încărcarea cărbunelui, retorta, fundul retortei şi pistonul (fig. 2) sînt cură-

ţate de cocsul provenit de la determinarea anterioară.

Pe fundul găurit al retortei se aşterne o rondea din hîrtie de azbest, groasă de 0,5—1 mm şi cu diametrul de 59 mm, prevăzută cu o gaură pentru vîrful termoelementului.

Pereţii laterali ai retortei sînt îmbrăcaţi cu o fîşie de hîrtie de filtru, de dimensiunile 55/200 mm.

Se fixează tubul pentru protejarea termoelementului, în poziţie verticală, cu vîrful în scobitura respectivă din fundul retortei. Acest tub metalic este înfăşurat, la rîndul său, cu un tub de hîrtie subţire, înalt de 55 mm, din care poate fi scos cu uşurinţă.

Se fixează pe tija respectivă dispozitivul de susţinere al acului plastometric (fig. 3), iar acesta este introdus într-un tubuşor confecţionat din hîrtie subţire, înalt de circa 55 mm.

Proba de cărbune (100 g) se încarcă în retortă în patru porţiuni. După încărcarea fiecărei porţiuni, suprafaţa cărbunelui se nivelează şi se trasează uşor cu ajutorul unei sîrme îndoite în forma unui laţ.

Se scoate acul plastometric şi tubul termoelementului din dispozitivul de susţinere, după care şarja de cărbune nivelată este acoperită cu o a doua plăcuţă de azbest, prevăzută cu găuri pentru tubul termoelementului şi pentru tubuşorul de hîrtie al acului plastometric.

După introducerea din nou a acului plastometric şi a tubului termoelementului, marginile fîşiei de hîrtie de filtru ce îmbracă pereţii retortei se răsfrîng peste rondeaua de azbest şi încărcătura astfel împachetată este acoperită cu pistonul aparatului, în aşa mod, încît găurile acestuia să coincidă exact cu tubul pentru termoelement şi tubuşorul pentru acul plastometric.

Se introduce termoelementul în lăcaşul respectiv şi se fixează indicatorul acului plastometric la punctul 0 (zero) vîrful acului plastometric atingînd fundul retortei.

După scoaterea acului din tubuşorul său de hîrtie, retorta este introdusă în cuptor şi pîrghia *(5)* aşezată pe coada pistonului *(7)*, după care urmează aşezarea greutăţilor *(18)* pe suportul lor.

Se fixează hîrtia milimetrică pe tamburul de înregistrare *(21)* şi peniţa, umplută cu cerneală *(22)*, în lăcaşul său.

Toate operaţiile de pregătire fiind terminate, are loc punerea cuptorului sub curent şi înregistrarea momentului începutului determinării.

Efectuarea determinării. Încălzirea retortei se face în aşa fel încît după 30 minute de la închiderea circuitului să se atingă temperatura de 300°C, după care se continuă încălzirea cu 4°C pe min. Viteza de încălzire a cărbunelui se reglează cu ajutorul unui reostat.

După ce la fundul retortei temperatura atinge 350°C, începe măsurarea grosimii stratului plastic format.

Acul plastometric se coboară încet în tubuşorul de hîrtie, pînă cînd se simte rezistenţa stratului plastic format şi se notează poziţia indicatorului acului pe scara plastometrului în mm. Apăsînd apoi uşor acul, se străpunge stratul plastic pînă ce se întîmpină rezistenţa stratului solid de semicocs.

Noua poziţie citită pe scara plastometrică indică limita inferioară a stratului plastic.

Diferenţa dintre aceste două indicaţii constituie grosimea stratului plastic, în momentul respectiv.

Frecvenţa măsurătorilor grosimii stratului plastic depinde de caracterul curbei deformaţiei plastometrice, înregistrată pe tambur.

În cazul unei curbe ondulate, limita superioară a stratului plastometric se măsoară atît în momentele de ridicare maximă, cît şi în cele de coborîre maximă, ale curbei de deformare, considerîndu-se ca valoare a limitei superioare a stratului plastic, în momentul respectiv, media aritmetică a celor două citiri. Limita inferioară a stratului plastic în această situaţie se citeşte numai în momentul în care curba de deformare trece prin minim.

Fig. 3

În cazul unei curbe de deformare lină, măsurarea stratului plastic se face din 5 în 5 min., prin citirea atît a limitei superioare, cît şi a celei inferioare.

Cînd se studiază cărbunii slab aglutinanţi, se poate întîmpla ca în momentul măsurării limitei inferioare a stratului plastic să se străpungă stratul de semicocs slab aglomerat dînd naştere la erori în plus. În aceste cazuri, măsurarea stratului plastic trebuie începută mai tîrziu, după atingerea temperaturii de 430°C, şi repetată cu multă atenţie din 10 în 10 min.

După ce la fundul retortei s-a atins temperatura de 650°C, se întrerupe măsurarea grosimii stratului plastic, dar încălzirea continuă pînă la 730°C.

La această temperatură determinarea considerîndu-se terminată, se scoate aparatul de sub sarcină şi pe hîrtia milimetrică se citeşte diferenţa dintre poziţia pîrghiei înregistrată înainte de încălzire şi la 730°C.

Această diferenţă, în mm, constituie unul din cei doi parametri ai determinării, şi

anume deformaţia plastometrică (x_{final}) care poate avea valori negative sau pozitive. Această cifră, datorită raportului pîrghiei, este de trei ori mai mare decît cea suferită de cărbune.

Din notările indicaţiilor grosimii stratului plastic se determină cea mai mare grosime a stratului plastic (y_{max}) care constituie parametrul de bază al clasificării după Sapojnikov.

Pe curba deformaţiei în funcţie de temperatură, înscrisă automat, se suprapun valorile grosimii stratului plastic la temperaturile respective, obţinîndu-se curbele de variaţie ale lui x şi y în funcţie de temperatură (fig. 4).

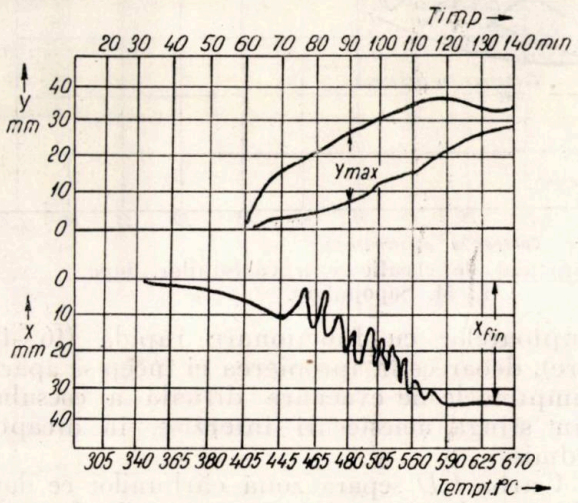


Fig. 4. Diagrama (x, y)t pentru cărbunii cu degajare pulsativ echilibrată a gazelor către suprafaţa caldă şi rece a şarjei.

Fenomenele ce au loc în timpul determinării

Procesul de cocsificare are loc în retorta aparatului, treptat, de jos în sus. Cărbunele înmuiat umple golul din şarjă făcut de tubuşorul de hîrtie şi formează un strat plastic a cărui grosime se determină cu ajutorul acului plastometric, aşa cum s-a arătat mai sus.

În interiorul stratului plastic au loc, după L. M. Sapojnikov [1], următoarele fenomene:

În fiecare orizont al acestui strat, temperatura este mai mare decît în stratul imediat superior, prin urmare descreşte şi gradul de înmuiere al cărbunelui şi omogenitatea masei plastifiate.

În partea inferioară a stratului plastic are loc descompunerea masei plastifiate, însoţită de degajare de vapori de gudron şi gaze sub formă de îngrămădiri de băşici.

Continuarea descompunerii părţii inferioare a stratului plastic conduce la dispariţia impenetrabilităţii pentru gaze a porilor care se contractă; înălţimea şarjei scade (are loc contracţia).

Dacă viscozitatea masei plastifiate este foarte mare, degajarea gazelor este îngreunată, iar porii generaţi nu se mai contractă înainte de solidificarea cărbunelui, formîndu-se astfel un cocs spongios. Această înlănţuire de fenomene conduce la o contracţie finală redusă a cărbunelui studiat.

Gazele formate în zona de descompunere pot trece prin întreaga grosime a stratului plastic, în sus, spre partea rece a şarjei, sau trec în jos, prin stratul solidificat de semicocs, spre partea fierbinte.

După solidificarea unei părţi a masei plastifiate, stratul solid format se contractă, dînd naştere în el unei reţele de fisuri, care dau posibilitatea gazelor să iasă pe la partea caldă (inferioară). Pe diagramă, aceasta se reflectă printr-o coborîre bruscă a curbei. Acelaşi proces se repetă în stratul imediat superior. Din această cauză, curbele pentru astfel de cărbuni sînt în zig-zag, iar cocsul are o structură stratificată (fig. 4).

Cărbunii cu o masă plastifiată foarte permeabilă pentru gaze prezintă o contracţie mare.

Graficul de clasificare al cărbunilor după L. M. Sapojnikov

Autorii metodei au prezentat parametrii obţinuţi sub forma unui grafic, însemnînd pe ordonată grosimea maximă (y_{max}) a stratului plastic, iar pe abscisă mărimea deformaţiei finale (x_{fin}), ambele valori fiind măsurate în mm.

În baza cercetărilor efectuate asupra unui număr mare de cărbuni din bazinele Donеţ şi Kuzneţk, atît în laborator cît şi în industrie, ei au împărţit suprafaţa cuprinsă între axele x şi y într-o serie de regiuni care cuprind cărbuni ce prin carbonizare dau cocsuri

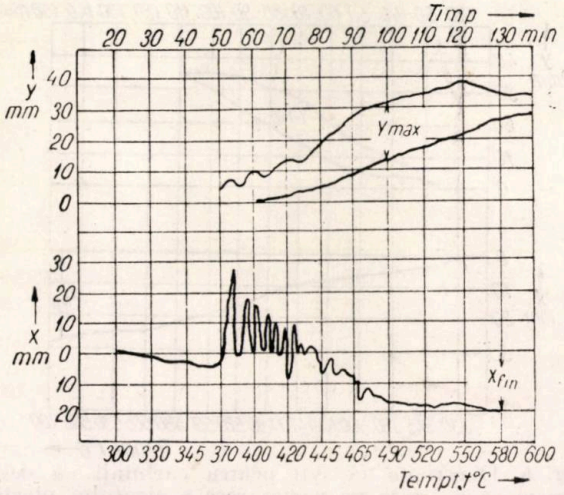


Fig. 5. Diagrama (x, y)t pentru cărbunii cu degajare mare de gaze pe partea fierbinte a stratului plastic.

cu proprietăţi sensibil asemănătoare. Acest grafic, reprezentat în fig. 6 a, este cunoscut sub numele de *„graficul de clasificare a cărbunilor cocsificabili după L. M. Sapojnikov"*. Interpretarea lui, dată de autori [4], este următoarea:

Deasupra zonei haşurate se găsesc cărbunii care elimină pe partea fierbinte a stratului plastic o cantitate mult mai mare de produse de descompunere primară decît pe partea rece. Toţi aceşti cărbuni se deosebesc prin curbe de variaţie a deformaţiei încovoiate, iar ridicarea lor este cu atît mai mare cu cît sînt mai depărtaţi de zona haşurată (fig. 3).

În zona haşurată se găsesc cărbunii caracterizaţi prin mersul în zig-zag al curbelor de variaţie a deformaţiei. În cazul cărbunilor de acest tip: cantităţile degajate pe cele două părţi ale stratului plastic sînt pulsativ echilibrate (fig. 4).

Sub zona haşurată se găsesc cărbunii care pe partea rece a stratului plastic degajă o cantitate mai mare de produse de descompunere decît pe partea caldă.

Curbele variaţiei deformaţiei acestor cărbuni sînt aproape drepte şi se deosebesc între ele mai ales prin valoarea construcţiei (x_{fin}) (fig. 6).

Curba *ST* este limita aproximativă care separă cărbunii care dau un cocs bine topit (deasupra lui *ST*) de cărbunii care dau un cocs slab topit, sau numai aglomerat, dar netopit (sub linia *ST*).

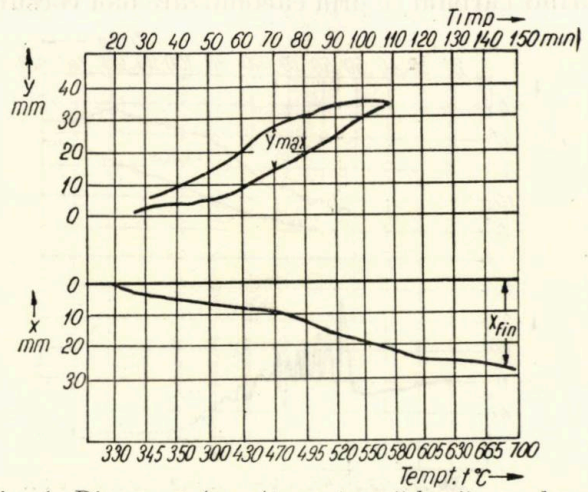


Fig. 6. Diagrama (x, y)t pentru cărbunii cu degajare mare de gaze pe partea rece a stratului plastic.

Curba *MN* este limita cărbunilor periculoşi (în partea stîngă a curbei) care provoacă la cocsificarea lor greutăţi la defurnare, sau dau chiar cocsuri imposibil de defurnat, producînd în acelaşi timp presiuni de umflare însemnate (0,3—2,0 kg/cm²).

Curba *KP* este limita care nu trebuie depăşită la prepararea amestecurilor în cazul

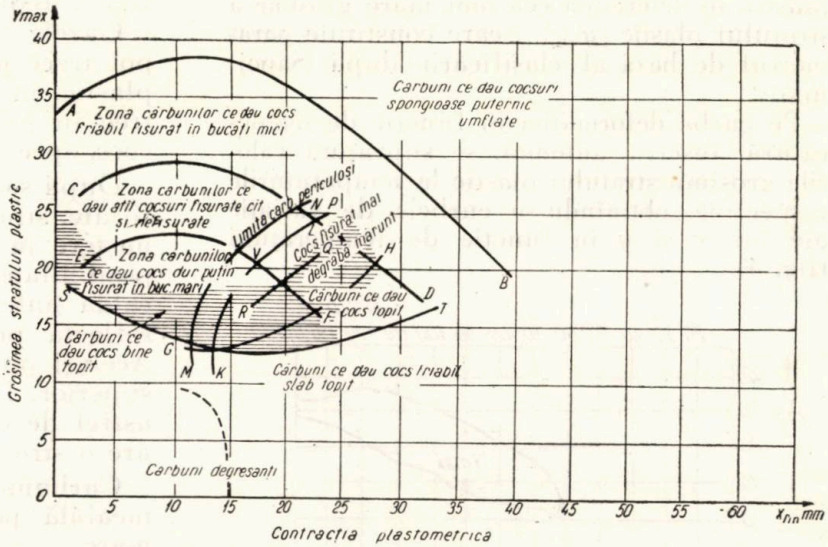


Fig. 6a. Graficul de clasificare a cărbunilor după L. M. Sapojnikov.

cuptoarelor cu funcţionare rapidă (16—18 ore), deoarece în apropierea ei încep să apară simptomele de evacuare dificilă a cocsului (în stînga amestecuri interzise, în dreapta admise).

Curba *CD* separă zona cărbunilor ce dau prin carbonizare cocsuri puternic fisurate (deasupra) de zona cărbunilor de tranziţie (dedesubt).

Curba *EF* separă zona cărbunilor ce dau cocsuri bine topite şi puţin fisurate (dedesubt) de zona cărbunilor de tranziţie (deasupra).

Între curbele *CD* şi *EF* se găsesc cărbunii ce prezintă ambele caracteristici, putînd fi deosebiţi numai cu ajutorul altor proprietăţi.

Spaţiul diagramei cuprins între curbele *GH*, *KP* şi *LD* (triunghiul *KLH*) cuprinde cărbunii care dau la cocsificare, fără adaosuri, un cocs rezistent, bine topit, puţin fisurat, fără să prezinte greutăţi la defurnare. Acest triunghi este deci *„zona cocsurilor bune"* din graficul de clasificare după L. M. Sapojnikov.

Cărbunii situaţi în zona cocsurilor bune, aflată dedesubtul curbei *EF* (triunghiul *KVF*) dau întotdeauna cocsuri rezistente şi în bucăţi mari, în schimb cărbunii ce aparţin aceleiaşi zone a cocsurilor bune, dar în subgrupa cocsurilor fisurate (suprafaţa *HLVF*), dau uneori şi cocsuri fisurate şi în bucăţi mici.

În sfîrşit, dreapta *QR*, care uneşte punctele cu coordonatele $x=17$ mm, $y=17$ mm şi $x=23$ mm, $y=21$ mm şi ocupă poziţia cen-

trală a triunghiului *KLH*, marchează linia cărbunilor sau a amestecurilor optime de cărbuni.

Cărbunii sau amestecurile de cărbuni care se găsesc fixaţi prin parametrii lor plastometrici în apropierea liniei de amestecuri optime dau cocsuri cu o rezistenţă optimă la încercarea în tobă.

Cărbunii situaţi mai jos de această linie dau cocsuri cu proprietăţi ceva mai inferioare, pe cînd cărbunii situaţi deasupra liniei optime se caracterizează prin cocsuri cu rezistenţă maximă.

Amestecurile din zona de deasupra liniei optime trebuie evitate a fi înfurnate, deoarece la devieri mici de dozare, sau la variaţii în caracteristicile componenţilor se pot deplasa foarte uşor în zona de evacuare dificilă a şarjei.

În afară de interpretarea rezultatelor obţinute datorită lui L. M. Sapojnikov şi expusă mai sus, în laboratoarele ICEMIN s-a căutat să se încadreze valorile obţinute pentru grosimea stratului plastic (y_{max}) în cele şase subgrupe de cocsificare ale „Sistemului de clasificare internaţională a huilelor".

Prin compararea rezultatelor obţinute la aceleaşi probe prin folosirea aparatului Sapojnikov şi a dilatometrului Kattwinkel-Baum-Shimomura, cu rezultatele date pentru y_{max} de aparatul Sapojnikov, s-au stabilit următoarele limite de variaţie a grosimii stratului plastic pentru cele şase subgrupe:

Subgrupele	Limitele de variaţie ale grosimii stratului plastic (Y_{max} mm)	Caracteristicile de cocsificare
0	0	Huile necocsificabile
1	> 0– 5	Huile care cocsifică foarte slab
2	>> 5– 8	Huile care cocsifică slab
3	>> 8–12	Huile care cocsifică moderat
4	>12–20	Huile care cocsifică bine
5	>20	Huile cu putere de cocsificare excepţională

Prin această metodă au fost studiate huilele din toate zăcămintele din ţară şi anume minele Vulcan, Lupeni şi Uricani din bazinul Văii Jiului (Petrila şi Lonea neprezentînd interes din punct de vedere al cocsificării, iar Aninoasa fiind în curs de studiu) şi minele Anina, Secul, Cozla, Baia Nouă, Doman şi Lupac din Banat, ale căror rezultate şi concluzii asupra comportării la cocsificare sînt redate în cele ce urmează.

Rezultatele cercetării huilelor din R.P.R. cu ajutorul metodei L. M. Sapojnikov

Bazinul Văii Jiului.

E. M. Vulcan. Din straturile şi blocurile minei Vulcan au fost prelevate şi studiate 60 de probe (tabela 1).

Tabela 1

Caracteristicile plastometrice ale cărbunilor din Valea Jiului după L. M. Sapojnikov *)

Strat	Bloc	Nr. de probe cercetate	Limitele de variaţie ale parametrilor plastometrici			
			Y_{max} mm		X_{fin} mm	
			inferior	superior	inferior	superior
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)
			*E. M. Vulcan**)*			
3	II	4	6,0	9,0	36,5	43,0
3	III	12	5,0	9,0	18,0	43,0
3	IV	5	5,5	9,1	28,5	41,0
5	II	2	6,0	7,0	38,0	46,0
7	II	1	—	9,8	—	42,0
7	IV	4	5,5	6,5	41,0	52,0
8	II	2	8,5	9,5	40,7	43,5
8	IV	4	6,5	7,0	36,0	38,0
9	II	1	—	8,5	—	32,5
9	IV	3	5,5	7,5	44,0	53,0
14	VIII	2	3,0	4,0	50,0	53,0
15	VIII	3	3,0	4,8	39,0	52,0
17	I	7	3,5	6,0	34,0	51,3
17	IV	5	5,0	6,5	38,0	55,0
18	I	2	6,5	8,0	45,0	45,2
18	IV	2	8,0	8,5	41,0	41,0
18	VIII	1	—	6,9	—	39,5
			E. M. Lupeni			
3	II-sud	1	—	6,5	—	45,0
3	II	4	6,0	9,0	34,0	38,0
3	III	5	8,5	12,5	31,0	45,0
3	IV	11	9,0	16,0	31,0	42,0
3	V	1	—	7,5	—	33,0
4	III	1	—	16,0	—	33,0
4	IV	8	8,0	13,5	29,0	44,0
5	II-sud	4	5,5	7,5	34,0	44,0
5	II	1	—	6,0	—	31,0
5	III	7	8,0	15,0	28,0	39,0
5	IV	8	7,0	14,0	26,5	53,0
5	V	4	6,0	9,5	30,0	40,0
8	II-sud	1	—	6,5	—	36,0
8	II	5	6,0	27,0	33,0	47,0
8	IV	2	12,0	19,0	38,0	45,0
8	V	3	6,0	14,5	31,0	51,0
9	II-sud	1	—	5,5	—	44,0
9	II	5	6,0	33,5	32,0	43,0
9	IV	2	13,0	14,5	32,0	48,0
9	V	3	9,0	19,0	32,0	47,0
13	III	2	8,0	9,0	30,0	30,0
14	III	2	8,0	8,0	36,0	41,0
15	III	2	7,0	8,0	30,0	40,0
16	II	1	—	8,0	—	25,0
16	III	2	6,5	7,0	28,0	30,0
17	II	1	—	6,5	—	37,0
17	III	2	6,0	7,0	31,0	31,0
18	III	4	7,0	11,0	25,0	40,5
			E. M. Uricani			
3	I	3	7,5	9,5	26,0	36,0
3	II	4	7,5	9,8	24,5	33,5
3	III	5	7,5	10,5	24,5	37,0
3	IV	6	7,5	10,7	28,5	35,5
4	II	3	8,3	11,5	32,5	42,0
4	III	1	—	6,0	—	31,0
8/9	III	4	7,5	11,3	24,5	38,5

*) Caracteristicile plastometrice privind E. M. Aninoasa cercetate pe 44 probe de cărbune vor fi comunicate ulterior.
**) Caracteristicile plastometrice privind încă 33 probe de cărbune din E. M. Vulcan vor fi de asemenea comunicate ulterior.

Caracteristicile plastometrice obţinute sînt următoarele:

Deformaţia plastometrică, adică contracţie, variază între limitele foarte largi (fig. 7): x_{fin} =18 mm şi x_{fin} =60,7 mm. Aceste valori pot fi considerate însă ca excepţii, deoarece majoritatea probelor din mina Vulcan au valoarea contracţiei cuprinsă între 30 şi 55 mm.

Această variaţie mare a valorii x_{fin} în mina Vulcan nu are o importanţă prea mare, deoarece, aşa cum s-a accentuat iniţial, parametrul caracteristic al însuşirii de cocsificare a huilei este grosimea stratului plastic x_{fin}, iar valoarea contracţiei x_{fin} dă indicaţii numai asupra însuşirilor secundare ale cocsului obţinut din huila cercetată (granulaţie, fisurare etc).

Grosimea stratului plastic (fig. 7 şi 10) variază în cadrul minei Vulcan între limite relativ înguste şi anume y_{max} = 3 mm şi y_{max} = 9,7 mm.

Considerînd ca excepţii valorile extreme arătate mai sus, limitele de variaţie ale grosimii stratului plastic rămîn cuprinse pentru mina Vulcan între 5 şi 9,7 mm.

Din analiza în ansamblu a rezultatelor cercetării minei Vulcan, cu ajutorul metodei Sapojnikov, se trag următoarele concluzii:

huilele din mina Vulcan pot fi utilizabile numai ca adaosuri în şarjele cocsificate după metodele clasice, deoarece din punct de vedere al cocsurilor obţinute din cele 60 probe studiate din mina Vulcan, cercetate individual şi fără nici un adaos de altă huilă, acestea sînt repartizate în următoarele trei zone:

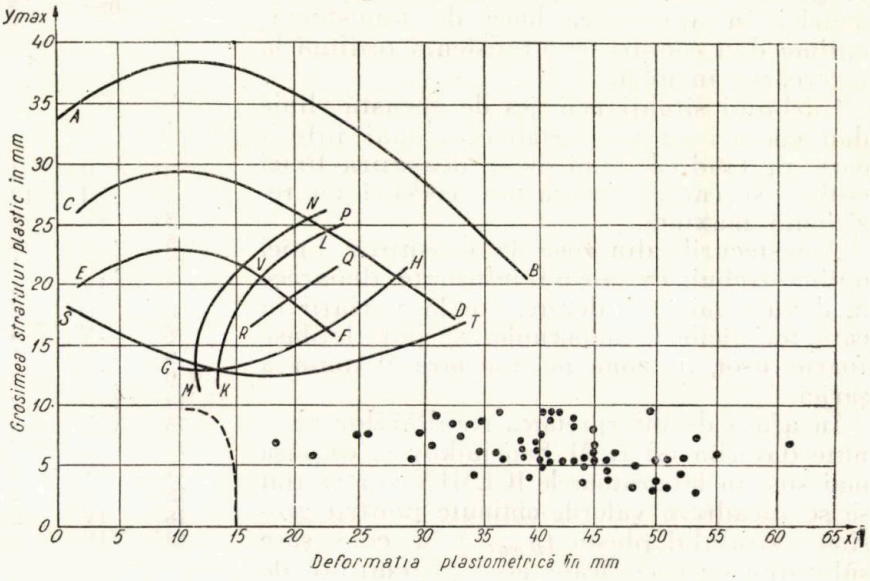


Fig. 7. Graficul de clasificare după L. M. Sapojnikov a huilei de la E. M. Vulcan.

— Zona huilelor foarte slab cocsificabile 13 probe.
— Zona huilelor slab cocsificabile 37 probe.
— Zona huilelor moderat cocsificabile 11 probe.

Se menţionează în mod special că un cocs de calitate nu se poate obţine decît din amestecuri de mai multe tipuri de huile, fiecare intervenind cu calitatea respectivă.

Se menţionează că studiul minei Vulcan a fost executat cu probe de cărbune recoltate la numai 2—3 ani de la redeschiderea minei şi care a fost închisă timp de circa 20 ani, deci prezintă multiple zone de accentuată oxidare care scade sensibil însuşirile de cocsificare ale huilelor.

E. M. Lupeni. Datorită marii varietăţi a acestei huile, precum şi faptului că reprezintă baza principală de cărbuni cocsificabili a ţării noastre, mina Lupeni a fost studiată mai amănunţit (93 probe) (tabela 1), iar cercetarea continuă pe măsura noilor deschideri.

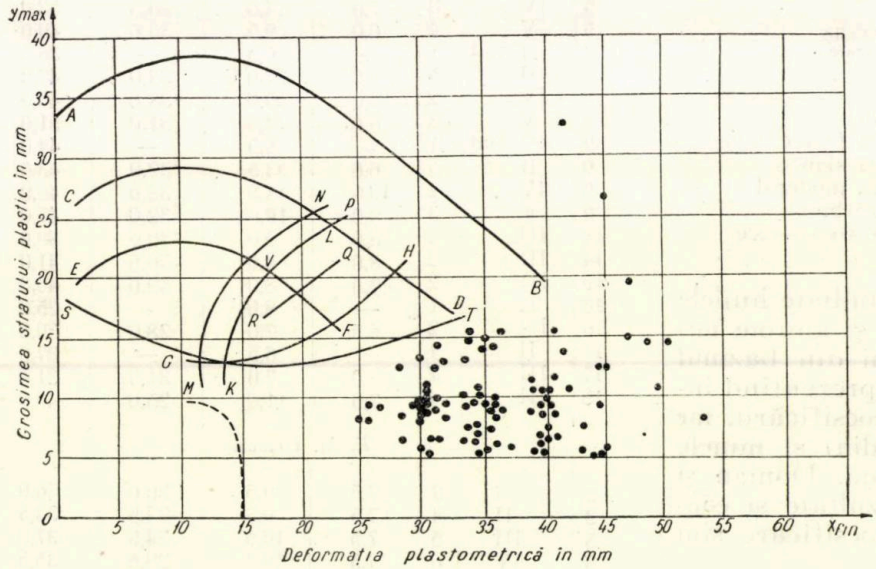


Fig. 8. Graficul de clasificare după L. M. Sapojnikov a huilei de la E. M. Lupeni.

Caracteristicile plastometrice obţinute din cercetări sînt următoarele:

Contracţia plastometrică (x_{fin}) variază în limite mai strînse decît în cazul minei Vulcan şi anume (fig. 8): x_{fin}=25 mm şi x_{fin} =53 mm

Cea mai mare parte din probe prezintă însă o contracție între limitele 30—45 mm.

Aceste valori mari ale lui x_{fin} plasează huilele din mina Lupeni în afara „zonei cocsurilor bune" (care se realizează de obicei

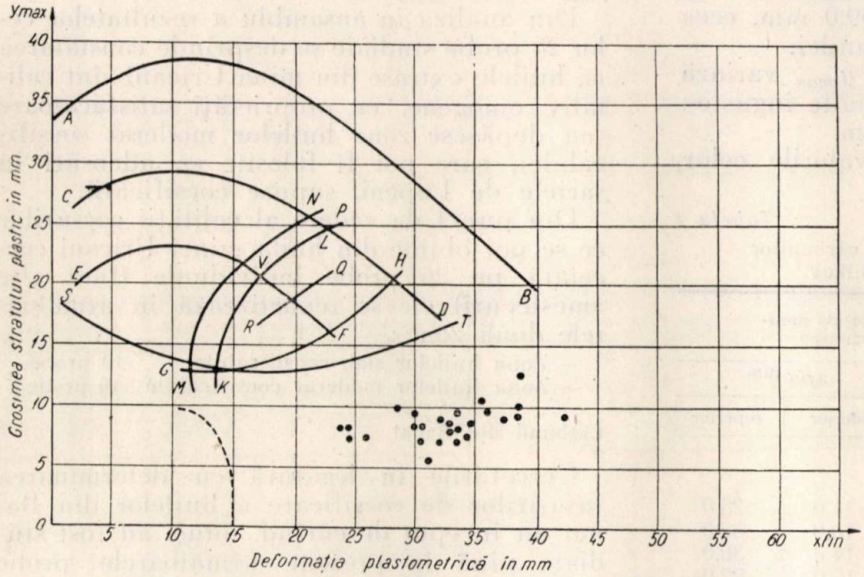


Fig. 9. Graficul de clasificare după L. M. Sapojnikov a huilei de la E. M. Uricani.

din amestecuri de huile de diverse calități sau cu adaosuri de semicocs), cu toate valorile mari, sau chiar foarte mari, ale lui y_{max} pe care le prezintă unele probe din mina Lupeni.

Această situație demonstrează încă o dată că huilele din producția minei Lupeni și în general din toată Valea Jiului nu pot fi utilizate la fabricarea cocsului decît cu un adaos degresant care să micșoreze contracția șarjei, fapt ce aduce după sine dispariția unei mari părți din rețeaua de fisuri, respectiv crește rezistența la tobă a cocsurilor, micșorînd în același timp porozitatea lor.

Grosimea stratului plastic (fig. 8 și 10) variază în cadrul minei Lupeni între limite foarte mari și anume: y_{max} = 5,5 mm și y_{max} = 33,5 mm.

Două probe Lupeni cu y_{max} =27 și 33 mm, două probe Secul cu y_{max} =27 mm și o probă Cozla cu y_{max} =28 mm ies din cadrul fig. 10 datorită cocsificării lor excesive.

Eliminînd valorile exagerate, care se prezintă disparat față de valorile majorității probelor, se obțin ca limitele de variație a grosimii stratului plastic în mina Lupeni valorile 6,0—16,0 mm.

Analizînd rezultatele obținute la toate probele provenite din această mină, se trag următoarele concluzii în legătură cu posibilitățile de utilizare a cărbunilor respectivi:

1. Stratele cu rezervele cele mai mari din mina Lupeni dau cărbuni cu însușiri de cocsificare ce-i fac apți de a produce (în amestec cu semicocs) un cocs metalurgic de calitate.

2. Din punct de vedere al calității cocsurilor ce se pot obține din huilele de Lupeni fără nici un fel de adaos, cele 93 probe de la E. M. Lupeni studiate sînt repartizate în următoarele patru zone:

— Zona huilelor slab cocsificabile 28 probe;
— Zona huilelor moderat cocsificabile 32 probe;
— Zona huilelor bine cocsificabile 31 probe;
— Zona huilelor excepțional cocsificabile 2 probe.

E. M. Uricani. Pentru caracterizarea huilelor minei Uricani, din punctul de vedere al însușirilor de cocsificare, nu s-au studiat decît 26 probe de cărbune (tabela 1), din cau-

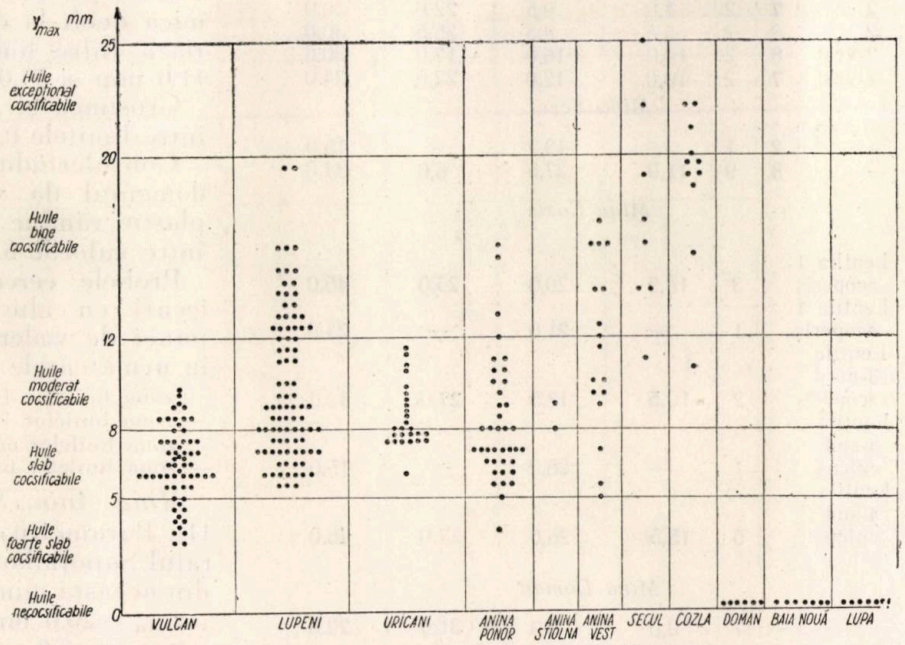


Fig. 10. Variația grosimii stratului plastic (*Y max*). a huilelor din Valea Jiului și Banat.

za comportării aproape identice pe care au manifestat-o aceste probe.

Într-adevăr caracteristicile plastomerice

date de aparatul Sapojnikov pentru cărbunii proveniți din această mină sînt următoarele:

Contracția plastometrică x_{fin} variază între limitele (fig. 9): x_{fin}=24 mm și x_{fin}=42 mm. Majoritatea probelor au însă valoarea x_{fin} cuprinsă între limitele 30,0 și 39,0 mm, ceea ce indică o calitate uniformă a huilei.

Grosimea stratului plastic y_{max} variază de asemenea (fig. 9, 10) între limite înguste : y_{max} =6,0 mm și y_{max} =11,3 mm.

Dacă se îndepărtează însă valorile celor două probe limite, care sînt răzlețite din punct de vedere calitativ, atunci limitele de variație a grosimii stratului plastic pentru mina Uricani rămîn y_{max} = 7,5 mm și y_{max} =10,7 mm.

Tabela 2

Caracteristicile plastometrice ale cărbunilor din Banat după L. M. Sapojnikov

Sector	Strat	Nr. de probe cercetate	Limitele de variație ale parametrilor plastometrici			
			y_{max} mm		x_{fin} mm	
			inferior	superior	inferior	superior
Mina Anina-Ponor						
1	1	13	5,5	8,0	11,0	26,0
1	7	8	7,0	12,0	15,0	33,0
2	2	3	5,0	7,0	14,0	30,0
2	3	3	0,0	6,0	17,0	22,0
2	6	4	8,0	10,0	23,0	26,0
2	7	1	—	10,5	—	25,5
2	8	4	11,0	16,0	17,0	31,0
Mina Anina-Stiolna						
—	—	2	8,0	9,0	20,0	23,0
Mina Anina-Vest						
—	7	3	9,0	11,5	17,0	21,0
—	8	5	12,5	17,0	22,0	30,0
2	7	2	7,0	9,5	22,0	29,0
2	8	2	5,5	9,5	25,5	30,0
2-vest	8	2	14,0	16,0	17,0	30,0
2-vest	7	2	10,0	12,0	22,0	24,0
Mina Secul						
—	2	1	—	19,0	—	15,0
—	3	9	11,0	27,5	6,0	34,0
Mina Cozla						
Lentila 1 acoperiș		3	18,5	20,0	25,0	45,0
Lentila 1 acoperiș		1	—	21,0	—	24,0
Lentila 3-nord acoperiș		2	10,5	18,5	27,0	32,0
Lentila 3-sud culcuș		1	—	28,0	—	15,0
Lentila 4-sud culcuș		5	15,5	26,0	27,0	46,0
Mina Doman						
—	—	7	0,0	0,0	21,0	22,0
Mina Baia-Nouă						
—	—	7	0,0	0,0	6,0	12,0
Mina Lupac						
1	1	4	0,0	0,0	4,0	5,0
1	2	4	0,0	0,0	4,0	5,0

Din analiza în ansamblu a rezultatelor celor 26 probe studiate se desprinde constatarea că huilele extrase din mina Uricani sînt calitativ omogene, cu proprietăți satisfăcătoare (nu depășesc zona huilelor moderat cocsificabile), care pot fi folosite ca adaosuri în șarjele de Lupeni, supuse cocsificării.

Din punct de vedere al calității cocsurilor ce se pot obține din huila minei Uricani cercetată pe 26 probe individuale (fără alte amestecuri) ele se repartizează în următoarele două zone :

— Zona huilelor slab cocsificabile 10 probe;
— Zona huilelor moderat cocsificabile 16 probe.

Cărbunii din Banat.

Cercetările în legătură cu determinarea însușirilor de cocsificare a huilelor din Banat au început de curînd, totuși au fost studiate pînă în prezent următoarele probe (tabela 2): mina Anina-Ponor 36 probe, Anina-Stiolna 2 probe, Anina-Vest 16 probe, Secul 10 probe, Doman 7 probe, Lupac 8 probe, Cozla 11 probe și Baia Nouă 7 probe.

Caracteristicile plastometrice date de aparatul Sapojnikov pentru cărbunii acestor mine sînt următoarele :

Mina Anina-Ponor (tabela 2 și fig. 10 și 11). Contracția plastometrică (x_{fin}), mult mai mică decît la cărbunii din Valea Jiului, variază între limite relativ înguste și anume 11.0 mm și 33,0 mm.

Grosimea stratului plastic (y_{max}) variază între limitele 0,0 mm și 16,0 mm.

Considerîndu-se ca excepții aceste limite, domeniul de variație al grosimii stratului plastic rămîne cuprins, pentru mina Ponor, între valorile 6,5 mm și 9,0 mm.

Probele cercetate individual fără amestecuri cu alte huile sînt repartizate, din punct de vedere al însușirilor de cocsificare în următoarele zone:

— zona huilelor foarte slab cocsificabile 1 probă;
— zona huilelor slab cocsificabile 11 probe;
— zona huilelor moderat cocsificabile. 18 probe;
— zona huilelor bine cocsificabile 6 probe.

Mina Anina-Stiolna (tabela 2 și fig. 10 și 11). Parametrii plastometrici indicați de aparatul Sapojnikov pentru cele 2 probe studiate din această mină sînt:

x_{fin} =20,0 mm și 28,0 mm iar
y_{max} = 8,0 și 9,0 mm.

Valorile grosimii stratului plastic încadrează cele două probe în subgrupa huilelor moderat cocsificabile.

Mina Anina-Vest (16 probe, tabela 2 și fig. 10 și 11). Cele șaisprezece probe, cercetate

individual (fără alte adaosuri) se repartizează astfel: două în zona huilelor de cocsificare slabă, şase în zona de cocsificare moderată, şase în zona huilelor ce cocsifică bine şi două în zona huilelor cu putere de cocsificare excepţională.

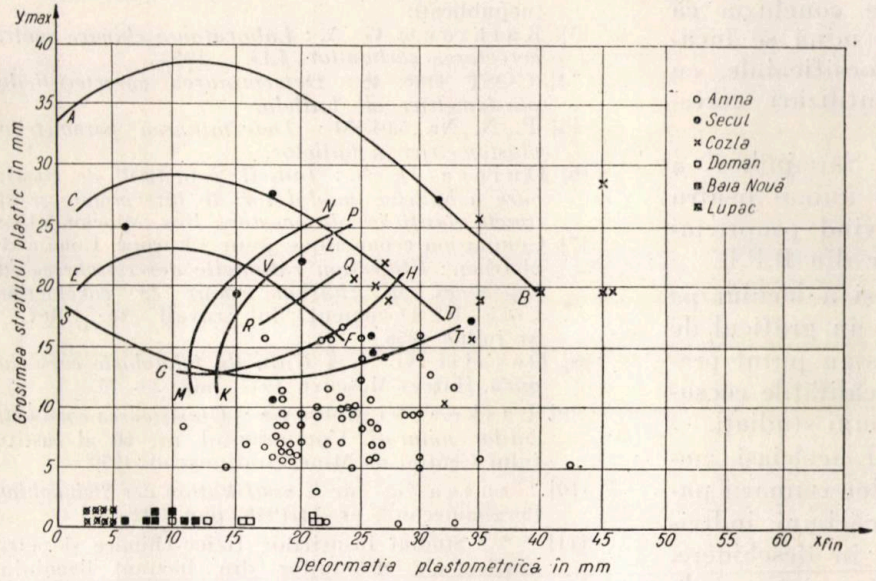


Fig. 11. Graficul de clasificare după L. M. Sapojnikov al cărbunilor din Banat.

Limitele de variaţie a contracţiei finale, destul de înguste, sînt cuprinse între valorile 17,0 şi 30,0 mm, iar limitele grosimii stratului plastic variază între valorile 5,5 şi 17,0 mm.

Din analiza în ansamblu a rezultatelor cercetării minelor ce formează Exploatarea Anina, se desprinde, din punctul de vedere al utilizării în cocserii, concluzia că huilele respective pot da un cocs de bună calitate, dar cu un adaos de huilă grasă în proporţie mică.

Mina Secul (tabela 2 şi fig. 10 şi 11). Reprezentată în lucrările noastre prin 10 probe, manifestă o uniformitate accentuată a parametrilor plastometrici.

Contracţia plastometrică (x_{fin}) variază între limitele mai mari (6,0—34,0 mm), iar grosimea stratului plastic variază între limite mult mai strînse şi anume 11,0—27,5 mm, fapt care plasează probele cercetate în următoarele zone :

— zona huilelor moderat cocsificabile 1 probă;
— zona huilelor bine cocsificabile 4 probe;
— zona huilelor cu putere de cocsificare excepţională 5 probe.

Din punct de vedere al utilizării, huila extrasă din mina Secul este un foarte bun ameliorant pentru şarjele de cocsificare formate din huile care au caracteristici slabe sau moderate de aglutinare (de exemplu Vulcan, Uricani).

Mina Cozla (tabela 2 şi fig. 10 şi 11). Reprezentaţi în lucrările noastre prin 11 probe, cărbunii produşi din mina Cozla au arătat următoarele caracteristici plastometrice:

Contracţia plastometrică variază într-un domeniu larg: x_{fin} =24,0—46,0 mm, iar grosimea stratului plastic, foarte constantă, variază între 15,5 şi 28,5 mm, cu excepţia unei singure probe dovedită a fi oxidată.

Marea întindere pe care o are domeniul de variaţie a contracţiei plastometrice s-ar putea să se datorească în oarecare măsură şi erorilor ce au luat probabil naştere în timpul determinării, din cauza unei fluidităţi şi umflări exagerat de mari a probelor studiate. Din aceste cauze, cu toate măsurile speciale luate pentru a opri scăparea pastei de sub pistonul aparatului, mai aveau loc totuşi mici scăpări care produceau mici căderi ale peniţei înregistratoare, deci şi erori în plus la valoarea contracţiei plastometrice.

După valorile manifestate de grosimea stratului plastic (fig. 11), huila de Cozla se încadrează în zona huilelor bine cocsificabile (şase probe) şi în zona huilelor excepţional cocsificabile (cinci probe).

Din punct de vedere al utilizării, datorită proprietăţii excepţionale de aglutinare, huilele extrase din mina Cozla sînt un excelent ameliorant pentru şarjele de cocsificare formate din huile cu proprietăţi de aglutinare reduse (Vulcan, Uricani).

Mina Doman (tabela 2 şi fig. 10 şi 11). Studiată cu ajutorul a şapte probe, huila extrasă din mina Doman se manifestă exclusiv ca o huilă necocsificabilă, cu y_{max} =0,0 mm, dar posedînd o contracţie plastometrică x_{fin}= 21,0—22,0 mm.

Aceste proprietăţi o fac utilă în şarjele de cocsificare, ca un bun component de degresare a şarjei.

Mina Baia-Nouă (tabela 2 şi fig. 10 şi 11). Pentru cercetarea acestei mine au fost preluate şapte probe, care au arătat următoarele caracteristici plastometrice :

Contracţia plastometrică (x_{fin}) variază într-un domeniu destul de îngust şi anume : (x_{fin}) min=6,0 mm şi (x_{fin}) max=12,0 mm, iar grosimea stratului plastic (y_{max}) are la toate probele valoarea zero.

Aceste valori ale parametrilor plastometrici, precum şi indicele mic de materii volatile pe care îl prezintă huilele din mina Baia

Nouă, le fac folositoare drept degresanți în șarjele supuse cocsificării.

Mina Lupac (tabela 2 și fig. 10 și 11). În urma studierii celor 8 probe și prelevate din mina Lupac, care au dat toate aceiași parametri plastometrici și anume x_{fin} =0,0 mm și x_{fin} =4—5 mm, se trage concluzia că huilele provenite din această mină se încadrează în zona huilelor necocsificabile, cu caracteristici degresante și utilizări corespunzătoare.

Pînă în prezent metoda Sapojnikov a fost utilizată în țara noastră numai pentru întocmirea unei statistici privind proprietățile de cocsificare ale huilelor din R.P.R.

În baza valorii lui y_{max} și a locului pe care îl ocupă fiecare cărbune în graficul de clasificare după Sapojnikov, s-au putut prevedea numai cu aproximație calitățile cocsurilor ce se pot obține din cărbuni studiați.

Pe viitor însă, cu ajutorul aceleiași metode, paralel cu continuarea determinării parametrilor plastometrici pe cărbuni individuali din straturi și blocuri în deschidere, se vor executa determinări pe amestecuri de cărbuni, pentru a se da o bază științifică diferitelor procedee de pregătire a amestecurilor destinate cocsificării.

Bibliografie

[1] Woiciech Swietoslawski: *Fizicochimia huilelor și a procesului de cocsificare*, Varșovia, 1953.

[2] Ionescu M. N. și Duinea D. N.: *Studiul analitic și al însușirilor de cocsificare a cărbunilor din Valea Jiului* (studiu documentar), 1954 (nepublicat).

[3] Raihtaum G. A.: *Laboratoare chimice pentru cercetarea cărbunilor*, I.D.T. 1952.

[4] GOST 1186—48: *Determinarea caracteristicilor plastometrice ale huilelor.*

[5] P. N. Nr. 5.04.331: *Determinarea parametrilor plastometrici ai huilelor.*

[6] Duinea D. N.: *Indicii principali de clasificare a huilelor, modul lor de interpretare și ultimele clasificări ale acestora* Rev. Minelor 3/1958.

[7] Commision economique pour l'Europe. Comité du charbon: *Utilisation rationelle des ressources européennes en charbon pour la cokefaction.* Coal/UWP/Document du travail No. 1/Rev. 1 31 juillet 1956.

[8] Deșalit G. I.: *Curs de tehnologie cocsochimică*, Harcov-Moscova 1947, pag. 28—35.

[9] Laskowski și Roga: *Clasificarea combustibililor naturali*, Comunicatul nr. 60 al Institutului Central de Mine, Stalinogrod, 1950.

[10] Gruson G.: *Zür Klassifikation der Steinkohlen*, Bergbautechnik nr. 11/1956, pag. 592—595.

[11] * * * Studiul însușirilor fizico-chimice și petrografice ale cărbunilor din bazinul Banatului, ICEMIN 1957 (nepublicat).

[12] * * * Studiul cărbunilor de la Lupeni, Uricani, Vulcan și Aninoasa pe straturi și blocuri din punct de vedere analitic și al însușirilor de cocsificare, ICEMIN 1956/57 (nepublicat).

Documentare

Ghiulev T.: **Lupta cu praful în U.R.S.S.** Minno Delo (1957), nr. 5, pag. 64—68.

Între 20—25 mai 1957 a avut loc la Moscova o consfătuire avînd ca subiect lupta contra prafului. La consfătuire au participat reprezentanți ai R. Cehoslovace, R.P. Polone, R.P. Ungare, R.D. Germane, R.P. Bulgare și R.P. Chineze.

În cadrul discuțiilor au fost prezentate o serie de noi dispozitive de luptă contra prafului. Astfel dispozitivul NT—UK—2 permite crearea unei cețe artificiale pe o distanță de 30 m de la dispozitiv; tipul ASȘU—M are o distanță de acțiune de 100 m. Un interes deosebit prezintă o serie de dispozitive cu acționare de la distanță pentru crearea cetii și un tub de aeraj poros care reține praful în tub după aspirarea lui de ventilator.

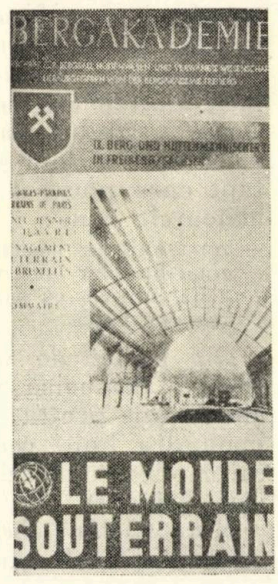
Bogomolov V. L., Molotok V. N. și Rostoigujer S. A.: **Rambleajul hidraulic în minele de cupru din Ural.** Rudy, 5 (1957), nr. 11, pag. 381—389.

La exploatarea zăcămintelor de cupru din Ural, caracterizate prin înclinări de 55—65°, grosimi de 5—9 m și adîncimi de 900—1 320 m, s-a introdus rambleierea hidraulică folosind ca material zgură de furnal granulată. De asemenea s-a experimentat și folosirea sterilului de la flotație. Folosirea rambleului hidraulic realizat în acest mod a permis reducerea costului unui m³ rambleu cu 40—47% față de rambleierea manuală, fapt care dovedește perspectivele rambleiajului hidraulic și pentru minele metalifere.

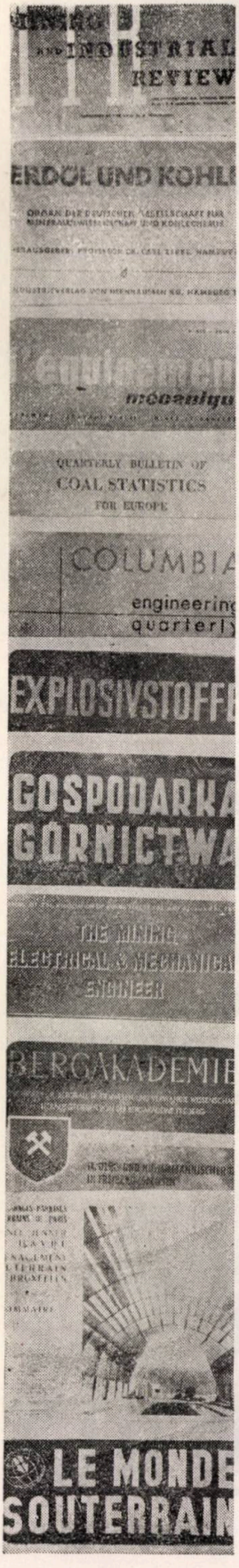
* * *: **Noi tipuri de combine.** Minno Delo. (1957), nr. 5, pag. 92—93.

În articol este prezentată una din noile combine sovietice de cărbune. Tipul K—57 este dotat cu un organ tăietor oscilant (culcuș-coperiș) format din discuri tăietoare alăturate. Greutatea acestei mașini, asemănătoare tipului Valentin, este de 14 t, avînd posibilitatea de a se deplasa pe șenile și fiind destinată funcționării în abatajele de cameră în strate cu pasuri de 1,6—2,4 m.

Un alt tip de combină este K—19 asemănător cu tipul KKP—1 și destinat tăie-



DOCUMENTARE



rii cărbunelui în stratele de mare înclinare. Funcţionarea acestei combine este complet automatizată, fapt care permite tăierea cărbunelui cu o viteză de 12 m/h realizînd o productivitate de 14,3 t/post.

Cadil F.: **Economia energetică a exploatărilor carbonifere.** Uhli, 5 (1957), nr. 12, pag. 418—423.

Autorul face o prezentare a principiilor care au stat la bază în ultimii ani la construirea noilor exploatări de cărbuni din bazinul Ostrava-Karvina şi la modul de alimentare cu energie a acestora. Se propune construirea de centrale termice care să producă energie electrică şi aer comprimat pentru un grup de 3—5 mine de greutate medie. Soluţia prezintă avantaje economice destul de importante.

* * *: **Impuşcarea în apă sub presiune.** The Mining Journal, 249 (1957), nr. 6362 (26 iulie), pag. 107.

Impuşcarea în apă sub presiune, care constituie o nouă realizare în împuşcarea cărbunelui, constă din detonarea unei încărcături de exploziv într-o gaură de mină umplută cu apă sub presiune. Presiunea ridicată creată de detonaţie injectează apa în toate fisurile şi planele de clivaj din cărbune.

Ca realizare există două metode: una în care găurile se bat perpendicular pe frontul de cărbune şi alta în care se bat paralel cu acesta. Ca exploziv se foloseşte hydrobel, iar capsele sînt de o construcţie specială care permite detonarea în apă sub presiune.

Metoda permite reducerea formării prafului de cărbune, reducerea pericolului metanului şi obţinerea unei granulaţii favorabile a cărbunelui.

* * *: **Studii asupra exploziilor de praf de cărbune.** The Mining Journal, 249 (1957), nr. 6363 (2 august), pag. 134—136.

Articolul face o prezentare a cercetărilor întreprinse la mina experimentală Brenton de lîngă Pittsburgh.

O parte din cercetări au căutat să stabilească condiţiile de siguranţă ale împuşcării cu întîrziere şi în această privinţă se arată că în cazul în care aceasta este realizată în conformitate cu o serie de instrucţiuni speciale, siguranţa este similară cu cea din cazul puşcării instantanee.

Principalele studii au fost întreprinse însă în direcţia explozivităţii prafului de cărbune, dat fiind că în perioada 1902—1951 s-au produs circa 350 de explozii de praf în S.U.A. care s-au soldat cu 9.356 morţi. Majoritatea acestor explozii s-au datorat folosirii lămpilor cu flacără deschisă, a circuitelor electrice şi folosirii explozivilor.

Dacă în privinţa folosirii injectării de apă în strat rezultatele nu sînt încă concludente, cercetările au reuşit totuşi să stabilească importanţa şistificării realizînd şi o nouă variantă de baraj cu şistifiant umed.

Gloc F.: **Măsurători de praf în subteran.** Uhli, 7 (1957), nr. 10, pag. 341—343.

După o scurtă analiză a originii prafului şi a nocivităţii sale, autorul explică scopul măsurătorilor de praf din atmosfera minieră şi descrie folosirea unui dispozitiv de măsurat prăfuirea realizat la staţia de la Rodvenice.

Finn W. F.: **Încercări de preparare a minereurilor titanifere.** Erzmetall, 10 (1957), nr. 10 (octombrie), pag. 471—478).

După o succintă prezentare a zăcămintelor de minereuri titanifere din lume şi o serie de generalităţi asupra caracteristicilor minereurilor titanifere, autorul analizează problema preparării.

În primul rînd se dau date asupra schemei de preparare a minereurilor aluvionare titanifere de tipul celor din Florida, Travancore (India) sau Guarapary (Brazilia) şi Byron Bay (Australia). În aceste scheme se recomandă spiralele Humphrey în combinaţie cu separatoare electrice sau magnetice.

Prepararea minereurilor primare de titan se poate face fie prin procedee mecanice, fie prin procedee metalurgice. Pentru prima variantă se indică schema tipică de la Otanmäbi (Finlanda) unde minereul fin sfărîmat este tratat în separatoare magnetice urmate de flotarea ilmenitei şi apoi a piritei. Procedeul metalurgic prevede obţinerea titanului din reducerea cu cărbune la 1650°C a minereului de fier titanifer.

* * *: **O nouă metodă de prospectare.** Indian Mining Journal, 5 (1957), nr. 5. pag. 25.

Cercetătorii Institutului de tehnologie din California au pus la punct o nouă metodă de prospectare a minereurilor.

Analizînd o serie de eşantioane de roci din platoul Colorado, s-a observat că conţinutul în izotopi de oxigen variază direct cu distanţa la care se găseşte eşantionul de rocă de un zăcămînt de minereuri. Cercetări mai amănunţite au dovedit că această variaţie se datoreşte condiţiilor de răcire ale magmei. Totodată se pare că studiul de laborator al variaţiei conţinutului de izotopi de oxigen cu probele de roci nu prezintă dificultăţi, fapt care va permite extinderea rapidă a acestei metode eficace de prospectare.

Rancev S.: **Efectele captării prafului la perforajul umed.** Minno Delo (1957), nr. 4, pag. 67—71.

Autorul analizează rezultatele obţinute la o serie de mine prin introducerea per-

forajului umed. Astfel, la una din mine conținutul de praf a scăzut de la 18,83 la 3 mg/m³, iar la altele de la 32,28 la 3 mg/m³.

Ca sistem, perforajul umed pare a fi mai eficace la alimentarea laterală decît la cea axială.

Kubista M.: **Noi tipuri de teodolite și controlul funcționării lor.** Rudy, 5 (1957), nr. 9, pag. 306—312.

Autorul prezintă noile tipuri de teodolite ca WEB Zeiss, Wild, Zeiss Theo olo, WT2, analizînd avantajele prezentate de fiecare tip în parte. Totodată sînt prezentate tabelele caracteristice ale diferitelor tipuri și instrucțiuni pentru folosirea lor.

Dintre noutăți remarcăm folosirea lunetelor telescopice, citirea indicațiilor pe un ecran unic etc.

* * *: **O nouă metodă de prospectare.** The Mining Journal, 249 (1957), nr. 6371 (27 septembrie), pag. 367.

În Suedia a fost pusă la punct o nouă metodă de prospectare a zăcămintelor de minereuri. Metoda folosește pentru prospectare undele radiofonice cu lungimi de 80 m. Noul procedeu electronic de prospectare a fost imaginat la Institutul Geologic Suedez și permite localizarea zăcămintelor, plasate la adîncimi pînă la 300 m în regiuni muntoase. În prezent prin acest procedeu de prospectare este în curs de localizare un mare zăcămînt de fier în Norrland.

G. Deuse: **Instalații de spălare pentru cărbuni.** Flöckner-Moeller Post (1957), nr. 2, pag. 1—18.

Autorul face o prezentare a instalațiilor de automatizare pentru spălătoriile de cărbune, descriind sumar tipurile și principiile de funcționare și insistînd asupra modului în care trebuie concepută automatizarea unei spălătorii și asupra importanței alegerii aparatajului de control și a schemei de centralizare.

* * *: **Conferința industriei miniere de la Lyon și Grenoble din mai 1957.** L'Echo des mines et de la metallurgie (1957), nr. 8, pag. 450—457.

Conferința a avut ca subiect electrificarea minelor și dintre referatele mai importante citățm:

Cablurile elastice de mină cu 2—4 conductoare destinate mașinilor mobile miniere au fost realizate din două conductoare plate de fază și un conductor neutru. Pentru aceste cabluri s-au realizat armături din neopren care prezintă ca idee constructivă o antigrizutanță totală.

În rest au fost prezentate ecranele în cauciuc semiconductoare, dispozitive de localizare a defectelor pe cabluri și dispozitive îmbunătățite de declanșare a releelor de siguranță.

Minev I.: **Metoda fotoelastică și folosirea ei în minerit.** Minno Delo (1957), nr. 4, pag. 37—47.

După un scurt istoric al metodei și o prezentare a principiilor acestei metode, autorul arată care sînt materialele folosite pentru modelare (sticlă, celuloid, bachelită) și modul în care se determină scara modelului. Totodată autorul recomandă metoda pentru studierea stărilor de tensiune din jurul unei lucrări miniere și a tasării suprafeței.

* * *: **Rezervele enorme de minereu de fier ale Indiei.** L'Echo des mines et de la metallurgie (1957), nr. 6, pag. 326.

O lucrare recentă indiană comunică faptul că rezervele de minereu de fier sigure ale Indiei se cifrează la 6 421 milioane tone, iar cele posibile la 21 240 milioane tone. Majoritatea minereului este hematita cu 62% fier, răspîndirea cea mai mare fiind în provinciile Bihar, Odressa. Bombay, Mysare și Madras.

Davidson C. F.: **Date geochimice pentru prospectarea minereurilor.** Mining Magazine (1957), iulie, pag. 9—16.

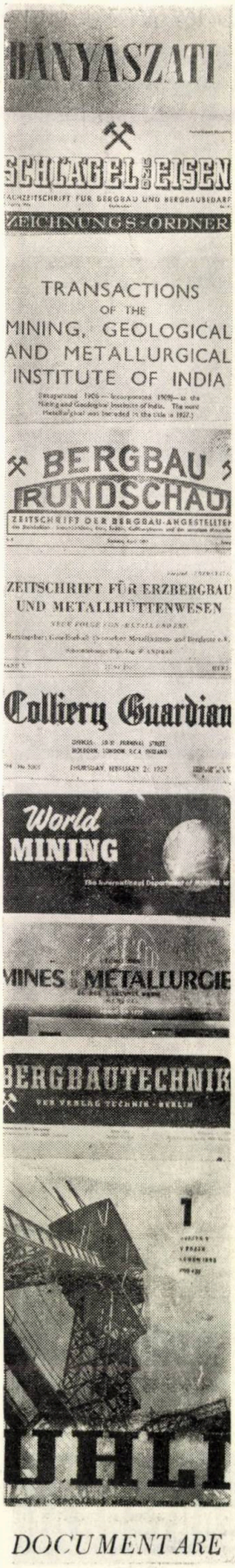
Autorul a prezentat, în cursul ultimului congres de aplicare a metodelor de analiză chimică în industrie, o serie de date asupra procedeelor geochimice și în special asupra plantelor indicatoare de zăcăminte. Se citează Aerocephalus Bertii cu o floare albastră care în Congo indică zăcămintele de cobalt, Occinum Homblei care în Rhodezia indică prezența mineralizărilor cuprifere, Viola Calaminaria și Thlarpi Arvense indică zincul, iar în Colorado, o plantă leguminoasă ca Astragalus Patterson indică acumulările uranifere. Ultima plantă fiind foarte otrăvitoare pentru animale explică denumirile de văi ale morții date în aceste regiuni cîmpurilor miniere uranifere.

* * *: **Conferința internațională asupra mecanicii rocilor.** L'équipement mécanique (1957), nr. 335 (septembrie), pag. 32—34.

La 17 și 18 iunie 1957 a avut loc la Paris o conferință internațională referitoare la problemele de mecanică a rocilor. Cele trei grupe de studii au fost următoarele: 1) Proprietățile generale ale rocilor, 2) Consolidarea excavațiilor prin ancorare și 3) Folosirea explozivilor.

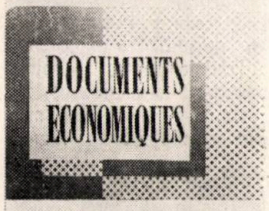
M. Talobra a prezentat un studiu foarte general asupra fisurării și eterogeneității rocilor, iar M. Coeuillet a scos în evidență greutățile întîmpinate în calculele de mecanica rocilor și marea importanță a acestora pentru alegerea tipului de susținere.

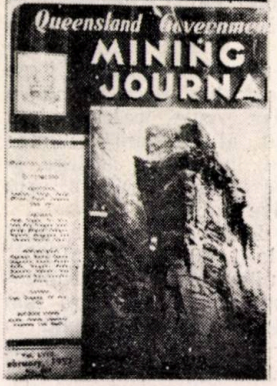
Kupundzic a prezentat rezultatele încercărilor de roci întreprinse în R.P.F. Iugoslavia, iar Labasse a arătat că comportarea mecanică a bancurilor continui duce în exploatările miniere la mișcări de



DOCUMENTARE

DOCUMENTARE





un tip cu totul special. Schwarz a prezentat un referat în care se arată că măsurătorile de convergenţă (apropierea dintre culcuş şi coperiş) au pus în evidenţă deplasări de roci care urmează unei legi logaritmice în funcţie de timp. Autorul a afirmat că datorită volumului mare de măsurători îi este posibil să prevadă mişcările mai importante de roci cu un an înainte.

Everling a prezentat un nou procedeu de măsurare a presiunii rocilor prin aprecierea micşorării diametrului unei găuri de mină anterior forată, iar Habid a arătat că prin captarea zgomotelor care preced o ruptură este posibilă determinarea stabilităţii unui masiv de rocă. Potts şi Jenkins au prezentat studiile de fotoelasticitate întreprinse asupra susţinerii ancorate de la o mină de cărbuni.

În ce priveşte folosirea explozivilor au fost prezentate 5 referate care indicau condiţiile optime de folosire în cariere, aprecierea împuşcării obişnuite şi cu microîntîrzieri prin intermediul filmelor, evidenţierea rolului preponderent al undelor de tracţiune în rupturile provocate prin explozie, rezultatele obţinute în momentul exploziei cu ajutorul extensometrului electric etc.

Sar-kar G.G. şi Lahiri A.: **Spălarea modernă a cărbunilor.** Indian Mining Journal, V (1957) iulie, pag. 1—3.

Spălarea cărbunilor constituie în prezent unul din aspectele vitale ale industriei carbonifere şi în acest domeniu, în ultimii ani, s-au produs o serie de progrese remarcabile. Vechile procedee fie că au fost perfecţionate, fie că au fost înlocuite de noi procedee.

Autorii tratează problema spălării moderne sub aspectul proiectării şi încercărilor de spălare, al construcţiei de noi spălătorii şi al echipamentului auxiliar, cum şi sub aspectul rezultatelor obţinute şi al controlului. În articolul de faţă este tratată numai problema proiectării.

Pornind de la ideea că spălarea cărbunelui este o operaţie intermediară între exploatare şi folosire, ea va fi în mod permanent influenţată de cele două faze ce o încadrează. Datorită creşterii mecanizării şi trecerii la exploatarea stratelor subţiri şi uneori de calitate mai slabă s-a mărit procentul de mărunt şi de praf în cărbunele de spălat.

Proiectarea unei instalaţii de spălare va trebui să se facă cunoscînd metoda de exploatare actuală şi cea din viitor, stratele exploatate în prezent şi în viitor, caracteristicile chimice şi fizice ale cărbunilor, caracteristicile de spălare ale acestor cărbuni, cerinţele cumpărătorilor şi caracterul economic stabilit pe baza ultimelor două date.

Proiectarea noilor instalaţii trebuie să asigure o degradare minimă a cărbunelui, număr mic de procedee de spălare, număr minim de produse spălate, încărcarea acestora direct în trenuri, personal de deservire redus, consum minim de reactivi, consum redus de energie, întreţinere simplă. În ce priveşte construirea spălătoriei propriu-zise, aceasta trebuie să asigure la maxim transportul gravitaţional, posibilitatea descărcării din silozuri în diferite mijloace de transport sau în diferite aparate de spălare, posibilitatea modificării rapide, în anumite limite, a schemei de spălare etc.

Studiile economice de ansamblu asupra conţinutului minim optim din punct de vedere economic de cenuşă în cărbuni, în funcţie de procesele suportate de cărbune pînă la folosirea în furnal au dovedit că 10% cenuşă în cărbunele spălat este cifra cea mai indicată, în cazul coborîrii limitei de cenuşă, costul şi complicaţiile spălării devenind din ce în ce mai mari.

Bronowski J.: **Ştiinţa folosirii cărbunelui.** Iron and Coal, 175 (1957), nr. 4665 (18 octombrie) pag. 915—921.

Autorul îşi propune să analizeze modul în care în viitor va fi folosit cărbunele. În ultimii 10 ani se observă o folosire din ce în ce mai intensă pentru producerea energiei electrice, pentru producerea cocsului şi pentru uz casnic. După părerea autorului, dacă o ţară doreşte să fie o forţă industrială, ea trebuie să-şi extindă folosirea cărbunelui în scopuri chimice şi, în primul rînd, în scopul fabricării oţelului. În acest domeniu nu se întrevede încă posibilitatea unei concurenţe din partea energiei atomice care va fi canalizată în primul rînd spre producerea energiei electrice.

Punînd problema astfel rezultă că industria carboniferă va trebui să rezolve două cazuri speciale: conţinutul de cenuşă să fie minim, fapt care impune dezvoltarea procedeelor de spălare pentru cărbunele de cocs şi de brichetare pentru cărbunele destinat uzului casnic. Pe de altă parte spre brichetare vor trebui dirijaţi acei cărbuni care produc la ardere o cantitate minimă de fum.

Dudley H.: **Progrese recente ale noilor sisteme de frînare a maşinilor de extracţie.** The mining electrical and mechanical engineer, 37 (1957), nr. 441 (iunie), pag. 381—383.

Principalele progrese realizate în ultimii ani în domeniul instalaţiilor de extracţie, cuprind extracţia cu mai multe cabluri, extracţia Koepe şi controlul automat al extracţiei.

În domeniul frînării în linii mari se observă tendinţa de a trece de la frînarea radială cu saboţi la frînarea axială cu saboţi ce atacă axial marginile tamburului. Ideea, copiată din industria automobilelor, a fost aplicată ca prototip în Anglia, dovedind o serie de avantaje. În general, o astfel de frînă poate realiza o forţă de frînare de circa 2 500 kg şi prin aplicarea mai multor unităţi la periferia tamburului se poate realiza frînarea unor instalaţii de 1 600 CP.

Unul din principalele avantaje ale acestui nou sistem de frînare, acţionat hidraulic, îl constituie simplitatea construcţiilor şi lipsa necesităţii unor fundaţii prea importante pentru frînare.

C r o n i c ă

BAZINUL CARBONIFER CELEABINSK A ÎMPLINIT 50 DE ANI DE EXISTENȚĂ

Extracția cărbunelui în bazinul Celeabinsk s-a început acum 50 de ani. Înainte de Marea Revoluție din Octombrie în acest bazin s-a extras o cantitate de cărbune care a depășit cu puțin un milion de tone, iar după Marele Octombrie — circa 250 milioane tone.

Datorită intervențiilor personale ale lui Lenin, minele de la Celeabinsk au fost înzestrate în anul 1919 cu excavatoare, materiale tehnice, alimente și echipament de protecție. Grija manifestată de V. I. Lenin pentru minierii acestui bazin a fost răsplătită de muncitori printr-o creștere intensivă a producției de cărbune, care au mărit considerabil extracția și au depășit cu mult sarcinile trasate.

În anii puterii sovietice, în bazin au fost construite peste 70 de mine și cariere, două uzine pentru repararea mașinilor și mecanismelor, o stație de preparare, întreprinderi producătoare de materiale de construcție. Producția de cărbune crește din an în an. Astăzi combinatul „Celeabinskugol" produce de 160 ori mai mult cărbune decît în anul 1913 și aproape de patru ori mai mult față de anul 1940. Acest bazin produce circa 40% din întreaga cantitate de cărbune extrasă în Ural.

Operațiile de haldare au fost complet mecanizate. Nivelul mecanizării la așezarea căilor a depășit 90%.

În două cariere au fost construite și funcționează cu succes spălătorii de cărbune. În cursul verii prin metoda hidraulică de extracție se produce peste 12% cărbune față de producția totală a carierelor.

Se dezvoltă din ce în ce mai mult lucrările de mecanizare. În cursul cincinalului, încărcarea cărbunelui va fi mecanizată în întregul bazin, în proporție de 35—40%, iar în lucrările miniere orizontale principale, aproape 100%. În bazin vor fi construite cîteva mine cu mecanizarea complexă a tuturor operațiilor, atît în subteran, cît și la suprafață.

Cresc și se amenajează rapid orașele și coloniile de minieri, se îmbunătățesc condițiile de trai și nivelul cultural al minierilor din bazine. Astfel, în cursul ultimilor ani s-au construit peste 2 800 case individuale, iar numai în anul 1957, prin forțele proprii ale minierilor a fost clădită o suprafață locuibilă de 2 800 m².

25 DE ANI DE ACTIVITATE A MINEI DE CĂRBUNE „KIROV"

În anul 1932, mina „Kirov" a dat primele cantități de cărbune industriei sovietice.

În anul 1957, mina a serbat 25 de ani de existență.

Mina de cărbune „Kirov" situată în regiunea Karaganda, și-a dezvoltat producția din an în an. Astfel în anul 1940, ea producea pe zi 2 151 t cărbune, iar în anul 1957 producția a ajuns la 3 160 t. Astăzi fiecare minier extrage lunar 73,5 t cărbune, ceea ce reprezintă cea mai ridicată productivitate în bazinul Karaganda.

Într-un sfert de secol, colectivul minei a extras circa 20 milioane t cărbune. Datorită introducerii combinelor „Donbass-4M" operația de încărcare a cărbunelui a fost mecanizată. La început fiecare abataj era înzestrat cu cîte o singură combină, ceea ce ducea la situația, în care o parte din operațiile de încărcare trebuiau efectuate manual. Astăzi abatejele sînt împărțite în două aripi, fiecare din ele fiind deservită de cîte o combină. Datorită acestei măsuri s-a putut renunța la încărcarea manuală, s-a îmbunătățit organizarea lucrărilor pentru mutarea transportoarelor, surparea abatajului și alte operații.

MODELAREA STRUCTURII GEOLOGICE A CÎMPURILOR MINIERE

Pentru rezolvarea tuturor problemelor curente, în prezent se folosesc planuri de topografie minieră, cu ajutorul cărora se realizează planificarea operativă și de perspectivă a exploatării unui cîmp minier: pentru strate cu căderi mari — proiecția pe planul vertical, iar pentru cele cu căderi mici — proiecția pe un plan orizontal. Cu toate acestea, în cazul unei structuri tectonice complexe, citirea unor astfel de planuri este îngreuiată. Dificultăți deosebit de mari întîmpină personalul tehnico-inginerese al minelor, care trebuie să treacă pe planurile de topografie minieră lucrări miniere în subteran, urmărind mereu înaintarea lor.

În astfel de cazuri, un ajutor important îl poate da modelul structurii geologice a cîmpului minier. Cu ajutorul modelului se pot rezolva toate problemele operative ale exploatării stratelor de cărbune

Un astfel de model construit la scara 1 : 2-000 din sticlă a fost realizat la catedra de metodică a explorării de la Institutul Politehnic din Tomsk pentru o mină din Kusbass. La construcția modelului s-au folosit 22 secțiuni transversale-verticale, alcătuit din planurile liniilor de explorare, după datele sondajelor și lucrărilor miniere subterane.

Pentru construirea modelului, drept bază a servit harta stratelor de la orizontul 500 m, a cărei copie a fost trecută pe sticlă, cu indicarea liniilor de profile geologice și liniei coordonatelor de reper pentru racordarea cu profile. S-au prevăzut locurile în care profilele urmau să fie susținute cu stîlpi.

Geamurile pentru profile se tăiau în concordanță cu dimensiunile de pe harta de strate, pe ele fiind trecută limita vestică a modelului, linia coordonatelor de reper prin semne convenționale s-au indicat sectoarele exploatate și neexploatate ale stratelor, dislocațiile tectonice, sondajele săpate de la suprafață și în subteran, toate lucrările din ele și orizonturile.

Modelul a fost plasat pe o masă specială alcătuită din două jumătăți, fixată de o ramă comună. În interiorul mesei au fost montate opt lămpi electrice, care luminează modelul de jos, îmbunătățind astfel vizibilitatea. Dimensiunea mesei 125×326 cm, dimensiunea modelului — 310×110 cm.

Pe model se poate urmări ușor orice strat, atît pe direcție, cît și pe cădere, dislocația tectonică sau o cută existentă în cîmpul minier. Astfel modelul ajută foarte mult la studiul detaliat al structurii tectonice a cîmpului minier. Cu ajutorul lui se pot înțelege și aprofunda mai ușor planurile de topografie minieră, prin comparația sectoarelor respective între ele.

Un asemenea model, în caz de nevoie, poate fi construit la o scară mai mare (de la 1 : 50 pînă la 1 : 1000).

Folosirea modelului va permite personalului tehnico-inginerese al sectoarelor de exploatare să înțeleagă mai ușor relațiile spațiale între strat, pieptul abatajului și sistemele de fisurare, pentru elaborarea măsurilor de securitate.

KÖNYVTÁR

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Minelor și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere) Redacția : București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon : 3.07.30 și 3.57.28 — Administrația și Casieria : Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament : Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi : lei 96 anual : — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : lei 30 anual — Prețul unui exemplar : lei 5.

VSESOJUZNOE OBJEDINENIJE

„MACHINOEXPORT"

exportă:
INSTALAŢII DE POMPE:

- **pompe**
- **centrifuge**
- **cu piston**
- **cu piston plonjor**
- **rotative**
- **de turbulenţă**
- **cu palete**
- **cu şurub**
- **de noroi**
- **rezistente la acizi**
- **speciale**

In toate problemele de achiziţionare a utilajului, vă rugăm să vă adresaţi pe adresa:

V/O „MACHINOEXPORT"

SMOLENSKAYA — SENNAYA PLOSCHAD 32/34
MOSCOVA G-200

Adresa telegrafică: **MACHINOEXPORT** Moscova

exports:
PUMPING EQUIPMENT:

- **pumps**
- **centrifugal**
- **reciprocating (piston pumps)**
- **plunger pumps**
- **rotary pumps**
- **turbulent pumps**
- **semi-rotary (vane) pumps**
- **screw pumps**
- **slush (scum) pumps**
- **acid-proof pumps**
- **special pumps**

Please address all enquiries in connection with purchasing equipment to:

V/O „MACHINOEXPORT"

SMOLENSKAYA — SENNAYA PLOSCHAD 32/34
MOSCOW G-200

Cable address: **MACHINOEXPORT** Moscow

I. P. 2, c. 971

Lei 5

E. 1433

KAT

Revista MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA

5

1958

ASIT

Mai
1958
Anul IX
Nr. 5

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE — DEPARTAMENTUL CĂRBUNE ȘI MINEREURI ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

SUMAR

* * *: **1 Mai** . . . . . **pag. 195—198**

GHEORGHIU ION: **Consfătuirea pe țară: „Tehnica nouă în prepararea minereurilor" (13—15 decembrie 1957 la Baia Mare).** **pag. 197—198**

I. HUBER PANU: **Cercetările tehnico-științifice în prepararea minereurilor și dezvoltarea lor în R.P.R.** . . . . . **pag. 199—209**

DOBRESCU L.: **Prepararea minereurilor de metale rare.** **pag. 209—215**

PANDELESCU C.: **Posibilități de aplicare a metodei cu suspensii grele la prepararea minereurilor din R.P.R.** . . . . **pag. 216—226**

GEORGESCU B.: **Hidrocilonul și aplicațiile sale în tehnica preparării minereurilor** . . . . . **pag. 226—234**

GLIGOR D. și DIMA S.: **Aplicarea metodei de flotație colectivă urmată de separarea diferențială la minereurile din R.P.R.** **pag. 235—242**

DOCUMENTARE

Coperta noastră: Instalația de preparare „Petre Gheorghe" (Săsar) — Baia Mare.

REVISTA MINELOR

ANUL IX — NR. 5 — MAI 1958

MAGYAR KÖNYVTÁR ORSZÁGOS MŰSZAKI 1883

СОДЕРЖАНИЕ

Хубер Пану И.: **Научно-технические исследования по обогащению руды и их развитие в РНР.** Отмечается необходимость в развитии исследований по обогащению руды и рассматриваются новые методы исследования, рекомендуемые для внедрения в РНР.

Дается описание последних главных исследований, проведенных в РНР, среди которых отмечаются работы по флотационной кинетике, термодинамическое исследование явлений, имеющих место при флотации и расчетный метод машин для помола.

Вносятся предложения по усовершенствованиям в области исследований по обогащению.

Revista Minelor (1958), № 5, стр. 199—209

Панделеску К.: **Возможности применения метода тяжелых сред при обогащении ряда румынских руд.** Даются результаты исследований, проведенных для уточнения возможности применения метода тяжелых сред при обогащении ряда румынских руд.

Вначале отмечаются результаты опытов по предварительной концентрации в тяжелых средах руды металлических сульфидов из Капника и Рушкицы, выявляющие значительное преимущество данного метода.

Далее указываются результаты исследований по применению метода тяжелых сред при концентрировании железной руды из Телюка и бедных марганцевых руд из Буковины. Исследования повели к весьма интересным результатам.

Revista Minelor (1958), № 5, стр. 216—226

Джеорджеску Бужор: **Гидроциклон и его применение в технике обогащения руд.** Процессы симптотической классификации, сгущения, осветления и удаления шлама играют весьма существенную роль на обогатительных установках. Эти процессы осуществляются быстрее и эффективнее при использовании аппаратов, основанных на действии центробежных сил, каким является, например, гидроциклон. Весьма простая конструкция гидроциклона и другие его преимущества по сравнению с аппаратами гравитационного действия (компактность, несложная конструкция) ведут к его все более широкому внедрению, несмотря на неполную разработку теоретической основы данного вопроса.

Наблюдаемый быстрый износ может быть снижен применением соответствующих строительных

Revista Minelor (1958), № 5, стр. 226—234

Глигор Д. и Дима С.: **Совместная флотация с последующей дифференциальной флотацией румынских комплексных руд.** В статье приводятся общие соображения в связи с методом совместной флотации с последующим дифференциальным разделением. Особое внимание уделяется десорбционному процессу коллекторов на поверхности минералов, причем вкратце приводится ряд теоретических соображений. Даются примеры из зарубежной производственной практики. Затем указываются условия работы и результаты исследований, проведенных на некоторых румынских цветных металлах. В заключение намечаются возможности применения методов при обогащении румынских цветных металлов.

Revista Minelor (1958), № 5, стр. 235—242

SUMMARY

Huber Panu I.: **Technical-scientific surveys in ore dressing and their development in R.P.R.** It insists upon the necessity of development of new testing methods which have to be adopted in R.P.R. It reports on: the latest surveys undergone in R.P.R., some of them concern the kinetics of floatation, the study of thermodynamic phenomena which intervene during floatation time and the methods of calculus of grinders capacity. It submits proposals concerning the improvements that have to be done in the direction of surveys in ore dressing.

Revista Minelor, IX, no. 5/1958, p. 199—209.

Pandelescu C.: **Some possibilities in applying the heavy fluid process at ore dressing in R.P.R.** It presents the surveys results undergone in order to determine the possibilities in applying the heavy-fluid process at ore dressing in R.P.R. There are firstly given the results got by testing the pre-concentration at heavy-fluid process of metallic sulphur from Capnic and Ruschita. These tests give full evidence of the important advantages in applying this process. There are given then the survey results after applying the heavy-fluid process at floatation concentration of iron minerals from Teliuc and maganite ores of low-grade constituent from Bucovina, obtaining also interesting results.

Revista Minelor, IX, no. 5/1958, p. 216—226.

Georgescu Bujor: **Hydrocyclone and its applications at ore dressing technology.** The processes of equivalence classification, thickening, consolidation setting, floculation, have an important role in dressing mills. These processes are quicker and more efficiently acomplished by using the centrifugal machines such as the hydrocyclone. The simple design of hydrocyclone and its advantages (small floor space, positive control) as compared with thickeners led to more extensive use, although its theory has not yet been fully set in. Disadvantage of the present machine is its quick usure, but it can be reduced by using some efficient materials such as: basalt, porcelain, rubber lining. The tests carried out in R.P.R. gave also satisfactory results. The hydrocyclone was used in practice: at baryte recovery from drilling slime, at thickening process in Gura Borza mill, and now new tests are carried out.

Revista Minelor, IX, no. 5/1958, no. 226—234

Gligor D. and Dima S.: **Floatation concentration followed by differential floatation at complex ores from R.P.R.** It consists of general considerations on floatation process followed by differential floatation. It pays a special attention to the bubble-column process on which theoretic considerations are written. Examples from world-wide industrial practice are quoted. There are given also the work conditions and the tests of non-ferrous minerals from R.P.R. Finally, it shows the possibilities in applying the process on non-ferrous ores dressing from R.P.R.

Revista Minelor, IX, no. 5/1958, p. 235—242.

SOMMAIRE

Huber Panu I.: **Recherches techniques scientifiques dans le domaine de la préparation des minerais et leurs développement dans la R.P.R.** Pour le développement de plus en plus nécessaire des recherches dans le domaine de la préparation des minerais on propose des nouvelles méthodes appliquables dans la R.P.R. ainsi que des perfectionnements à apporter sur quelques récentes recherches effectuées dans les domaines de base de la préparation des minerais: la cinétique de la flottation, l'étude thermodynamique des phénomènes qui interviennent dans le processus de flottation et la méthode de calcul de la capacité des installations de broyage.
Revista Minelor, IX, no. 5/1958, p. 199—209.

Pandelescu C.: **Les possibilités d'application de la méthode des liquides denses dans la préparation des minerais de la R.P.R.** On présente les résultats des recherches effectuées pour la détermination des possibilités d'application de la méthode des liquides denses à la préparation de quelques minerais de la R.P.R. On expose d'abord les résultats très favorables des essais de préconcentration en liquides denses des minerais de sulfures métalliques de Capnic et de Ruşchiţa. Ensuite on fait une exposition sur les essais de concentration en liquides denses des minerais de fer de Teliuc et des minerais pauvres de manganèse de Bucovina, dont les résultats sont également très intéressants.
Revista Minelor, IX, no. 5/1958, p. 216—226.

Georgescu Bujor: **L'Hydrocyclone et ses applications dans la technique de la préparation des minerais.** Le classement par équivalence, l'épaississement et le deschlammage jouent un rôle important dans les installations de préparation. On peut faire accélérer ces opérations, en augmentant en même temps leur efficacité, par l'utilisation en appareils basés sur la force centrifuge, comme l'hydrocyclone. La construction assez simple de l'hydrocyclone et ses autres avantages (espace réduit, exploitation simple) en comparaison avec les appareils basés sur la gravitation, contribuent à son utilisation sur une échelle de plus en plus grande, quoique sa théorie ne soit pas encore mise au point. La désavantage de l'usure rapide peut être réduit par l'utilisation des matériaux de construction convenables (basalte, porcelaine, bandage de caoutchouc). Dans la R.P.R. on a fait aussi des essais d'utilisation de l'hydrocyclone. A la suite des résultats favorables de ces essais l'hydrocyclone a actuellement une utilisation pratique dans la récupération de la baryte de la boue de forage et aux opérations d'épaississement de l'installation de Guna Barza. D'autres essasi sont en cours d'exécution.
Revista Minelor, IX, no. 5/1958, no. 226—234

Gligor D. et Dima S.: **La flottation collective suivie par la flottation différentielle des minerais non-ferreux de la R.P.R.** Après quelques généralités sur la méthode de la flottation collective suivie par la séparation différentielle on accorde une attention particulière au processus de désorption des collecteurs à la surface du minerai, en faisant aussi quelques brèves considérations théoniques du phénomène. Les auteurs donnent ensuite des exemples tirés de la pratique industrielle mondiale et décrivent aussi les conditions de travail et les résultats des recherches effectuées sur quelques minerais non-ferreux de la R.P.R. A la fin de l'article sont indiquées les possibilités d'application de cette méthode dans la préparation des minerais nonferreux de la R.P.R.
Revista Minelor, IX, no. 5/1958, p. 235—242.

INHALT

Huber Panu I.: **Die technischen und wissenschaftlichen Untersuchungen auf dem Gebiet der** Erzaufbereitung und ihre Entwicklung in der **R.V.R.** Für die immer nötiger werdenden Entwicklungen auf dem Gebiet der Erzaufbereitung schlägt der Verfasser neue in der R.V.R. anzuwendenden Methoden vor und weist auf die für die Verbesserung der aktuellen Verfahren zu ergreifenden Massnahmen hin. Die Grundprobleme der Erzaufbereitung und zwar: die Kinetik der Flotation, das thermodynamische Studium der physikalischen Vorgänge der Schwimmaufbereitung und das Rechenverfahren für die Bestimmung der Leistung von Zerkleinerungsmaschinen waren der Gegenstand einiger in der letzten Zeit durchgeführten Untersuchungen, worüber man ebenfalls in diesem Aufsatz berichtet.
Revista Minelor, IX, Nr. 5/1958, S. 199—209.

Pandelescu C.: **Die Anwendungsmöglichkeiten der Methode der schweren Lösungen bei der Aufbereitung der rumänischen Erze.** In dem Aufsatz sind die Ergebnisse der für die Bestimmung der Anwendungsmöglichkeiten der Methode der schweren Lösungen bei der Aufbereitung einiger rumänischen Erze durchgeführten Versuche dargestellt. Die sehr günstigen Ergebnisse der Vorkonzentrierungsversuche mit schweren Lösungen die auf die sulfidischen Erze von Capnic und Ruşchiţa durchgeführt wurden sowie die interessanten Resultate der Konzentrierungsversuche mit den Eisenerzen von Teliuc und mit den armen Manganerzen von Bukovina sind in diesem Aufsatz ebenfalls wiedergegeben.
Revista Minelor, IX, Nr. 5/1958, S. 216—226.

Georgescu Bujor: **Der Hydrozyklon und seine Anwendung in der Technik der Erzaufbereitung.** Die Gleichfälligkeitsklassierung, die Verdickung und die Entschlämmung spielen eine wichtige Rolle in den Aufbereitungsanlagen. Diese Vorgänge können beschleunigt und in gleicher Zeit wirksamer gemacht werden, indem man Geräte, die auf dem Prinzip der Zentrifugalkraft gebaut sind, wie der Hydrozyklon, einsetzt. Die einfache Konstruktion und die anderen Vorteile (kleiner Raum, einfacher Betrieb) des Hydrozyklons, im Gegensatz zu den Schwerkraftgeräten, haben zu seiner immer grösseren Verbreitung beigetragen, obwohl die Theorie dieses Apparats noch nicht vervollkommnet ist. Die Nachteile des schnellen Verschleisses können durch Anwendung von passenden Materialien (Basalt, Porzellan, Gummiverschalung) vermindert werden. Auch in unserem Lande hat man Betriebsversuche mit Hydrozyklonen durchgeführt, deren günstige Ergebnisse zu dem Einsatz dieser Geräte für die Rückgewinnung des Schwerspates aus der Bohrspülung sowie in der Verdickungsanlage von Guna Barza zugeführt haben. Weitere Betriebsversuche sind im Gange.
Revista Minelor, IX, Nr. 5/1958, S. 226—234.

Gligor D. und Dima S.: **Die von Differentialtrennung befolgte Kollektivflotation der rumänischen Nichteisenerze.** Nach einigen allgemeinen Betrachtungen über das Verfahren der von Differentialtrennung befolgten Kollektivflotation, wird der Prozess der an den Oberflächen des Erzes wirkenden Desorption der Sammler eingehend erörtert und theoretisch erklärt. Weiter werden einige aus den Erfahrungen der Weltindustrie ausgezogenen Beispiele gegeben. Zum Schluss sind die Arbeitsbedingungen und die erzielten Ergebnisse der auf rumäniche Nichteisenerzen durchgeführten Untersuchungen sowie die Anwendungsmöglichkeiten dieser Methode bei der Aufbereitung der Nichteisenerze der R.V.R. dargestellt.
Revista Minelor, IX, Nr. 5/1958, S. 235—242.

1 MAI

S-au împlinit recent 110 ani de cînd nepieritoarea lozincă „Proletari din toate țările, uniți-vă!", adresată de către Marx și Engels întregii omeniri, însuflețește milioane de oameni pe întregul glob în lupta unită pentru înlăturarea jugului oricărei exploatări și asupriri.

Tradiționala zi de 1 Mai a fost sărbătorită în această primăvară 1958, în cele mai îndepărtate colțuri ale globului, simbol al solidarității oamenilor muncii, solidaritate care a devenit în epoca noastră o forță uriașă în lupta pentru pace, democrație și socialism.

Anul acesta, sărbătoarea de 1 Mai s-a desfășurat sub semnul unor noi succese istorice repurtate de sistemul mondial socialist și de mișcarea de eliberare socială și națională a popoarelor, sub semnul unirii împotriva pericolului unui război atomic, pentru pace, independență națională și socialism.

Lumea modernă oferă tabloul unui puternic contrast între sistemul social în care munca oamenilor a fost eliberată de cătușele exploatării și asupririi și sistemul în care milioane de oameni exploatați trudesc pentru un pumn de exploatatori.

În anul care a trecut de la ultimul 1 Mai, Uniunea Sovietică a înfățișat omenirii înfăptuiri excepționale, care au culminat cu lansarea primilor sateliți artificiali ai pămîntului, deschizînd astfel drumul spre cosmos.

De la Elba și pînă la Pacific, munca oamenilor liberi progresează într-un ritm nemaiîntîlnit în istorie; în același timp în întreaga lume capitalistă crește lupta maselor muncitoare împotriva exploatării și asupririi.

Astăzi, popoarele lumii sînt martorele existenței a două linii diametral opuse în domeniul politicii externe.

Principiile leniniste ale coexistenței pașnice constituie baza politicii externe a U.R.S.S. La Hotărîrea Sovietului Suprem al Uniunii Sovietice de a înceta unilateral experiențele cu arme nucleare, Statele Unite ale Americii nu au dat nici un răspuns, dar au continuat exploziile experimentale cu bombele A și H, întreprinzînd zboruri cu încărcătură atomică în direcția frontierelor Uniunii Sovietice.

Sute de milioane de oameni cinstiți, reprezentînd toate categoriile sociale, iau parte la uriașa acțiune de masă, cerînd organizarea neîntîrziată a unei conferințe la cel mai înalt nivel, încetarea imediată a experiențelor cu armele nucleare.

★

Exprimînd năzuințele poporului romîn, Partidul și Guvernul aduc o contribuție proprie în dezvoltarea colaborării internaționale.

Vizita de prietenie a delegației guvernamentale romîne în țările Asiei a constituit o manifestare importantă a politicii de pace a țării noastre.

În India și Birmania, în R. P. Chineză, R. D. Vietnam, R. D. Coreeană, R. P. Mongolă, vizita solilor poporului romîn a contribuit la cimentarea legăturilor de prietenie.

Răspunzînd apelului adresat de Sovietul Suprem al U.R.S.S., recenta Declarație a Marii Adunări Naționale a R. P. Romîne exprimă sprijinul hotărît pe care-l acordă poporul nostru inițiativei Uniunii Sovietice de a înceta experiențele cu arma nucleară și cerînd, totodată, guvernelor S.U.A. și Angliei să înceteze la rîndul lor experiențele cu armele nucleare, R. P. Romînă sprijină convocarea unei conferințe la nivel înalt.

★

Țara noastră se orientează pe linia luminoasă de construcție pașnică a socialismului, ziua de 1 Mai prilejuind poporului muncitor o trecere în revistă a ultimelor succese dobîndite.

În anul 1957, producția industriei siderurgice a depășit de 3,4 ori nivelul din anul 1938, aceea a industriei constructoare de mașini de 7 ori, a industriei petrolifere de aproape 2 ori, a industriei bunurilor de larg consum de 3 ori.

Clasa noastră muncitoare a întîmpinat ziua de 1 Mai prin noi și însemnate realizări în mărirea producției de bunuri materiale și în dezvoltarea forțelor de producție ale patriei noastre.

În industria socialistă, planul de stat pe primul trimestru al acestui an a fost îndeplinit

în proporție de 104,4%, productivitatea muncii a crescut cu 10,2%. Salariul mediu al muncitorilor a crescut în comparație cu anul trecut.

Realizările obținute sînt rezultatul inițiativei oamenilor muncii, care, desfășurînd tot mai larg întrecerea socialistă, participă activ la consfătuirile de producție, exprimînd prin fapte rolul lor de stăpîni ai țării.

Inițiativa minerilor de la Aninoasa, de depășire a planului în fiecare zi și la fiecare loc de muncă, inițiativa metalurgiștilor de la Reșița, de a se construi cu aceeași cantitate de materie primă mai multe produse, inițiativa țesătoarelor de la Industria Bumbacului de a mări randamentul mașinilor, inițiativa muncitorilor din agricultură de organizare a diverselor brigăzi permanente complexe și alte numeroase inițiative ale oamenilor muncii constituie o dovadă a rezervelor inepuizabile pe care le pune în valoare munca eliberată de exploatare, o dovadă a creșterii participării active a maselor la organizarea, conducerea și gospodărirea economiei țării.

Alături de oamenii muncii din toate sectoarele economiei naționale, și minerii au ținut să întîmpine ziua de 1 Mai cu noi și importante victorii în producție.

Minerii din bazinul carbonifer din Valea Jiului au dat peste plan 53 000 t cărbune, minerii de la Uricani sînt aceia care dețin drapelul de exploatare fruntașă pe Valea Jiului. De la mina Aninoasa a pornit valoroasa întrecere de a extrage mai mult cărbune peste plan, pe fiecare schimb, la fiecare loc de muncă.

În această zi a solidarității și frăției muncitorilor de pretutindeni, minerii din Valea Jiului și-au manifestat cu putere dragostea și atașamentul lor față de partid, precum și recunoștința pentru măsurile luate în scopul ridicării nivelului lor de trai.

În adevăr, numai în acest an minerii din Valea Jiului au primit în folosință încă 22 de blocuri cu 522 de apartamente, 6 cămine muncitorești, o creșă, 2 pavilioane spitalicești, 4 magazine și altele.

★

Aplicînd creator învățătura marxist-leninistă, Partidul Muncitoresc Romîn conduce poporul nostru spre noi izbînzi ale construcției socialiste.

Ținută secole de-a rîndul în adîncă înapoiere de stăpînirea burghezo-moșierească și de puterile imperialiste, Romînia a devenit în anii puterii populare o țară în plină propășire economică și culturală. Avuțiile patriei noastre, spre care se îndreptau altădată lăcomia exploatatorilor autohtoni și străini, aparțin acum poporului, sînt valorificate, astăzi, în folosul poporului. Regiuni rămase în urmă au fost chemate la o viață nouă. A fost creată o puternică industrie socialistă, temelie a dezvoltării întregii economii naționale.

Astăzi, industria noastră socialistă produce cea mai mare parte a mașinilor și a utilajelor necesare economiei naționale. Mai mult, numeroase tipuri de mașini și agregate complexe, fabricate în uzinele noastre sînt exportate și se bucură de mare prețuire în diferitele țări ale lumii.

Victoriile pentru făurirea vieții noi socialiste arată limpede marea însemnătate pe care a avut-o pentru poporul romîn rolul conducător al Partidului, ce instrument puternic al succesului s-a dovedit statul democrat-popular, stat al oamenilor muncii.

Adept convins al păcii, poporul romîn, alături de toate popoarele din țările socialiste, în frunte cu marea Uniune Sovietică străjuiește cu hotărîre mărețele sale cuceriri.

Tovarășul Gheorghe Apostol, în cuvîntarea rostită în ziua de 1 Mai, cu prilejul marii demonstrații a oamenilor muncii, a expus luminos politica pașnică a țării noastre: „Guvernul Republicii Populare Romîne sprijină convocarea unei întîlniri la nivel înalt, se pronunță împotriva cursei înarmărilor, pentru încetarea imediată a experiențelor cu armele nucleare, pentru crearea unei zone denuclearizate în Europa, pentru desființarea blocurilor militare și lichidarea bazelor militare aflate pe teritorii străine, împotriva războiului rece și a politicii de pe poziții de forță, pentru rezolvarea pe cale pașnică a tuturor problemelor internaționale, pentru dezvoltarea colaborării economice și culturale între țări și popoare".

★

De 1 Mai 1958 oamenii muncii din țările socialiste și din țările capitaliste, din țările coloniale și țările care s-au eliberat de robia colonială cer împreună cu toate forțele progresului, cu toți aceia cărora le sînt scumpe pacea și viitorul omenirii: să înceteze experiențele cu armele nucleare, să fie oprită înarmarea cu armele atomice a Germaniei Occidentale, să se pună capăt cursei înarmărilor, să înceteze jocul cu focul atomic!

Consfătuirea pe țară: „Tehnica nouă în prepararea minereurilor"

13-15 decembrie 1957 la Baia Mare

Dezvoltarea, într-un ritm nemaiîntîlnit pînă acum, a tuturor ramurilor de activitate industrială necesită cantități tot mai mari de materii prime, sub formă de metale feroase, neferoase și substanțe nemetalifere.

Acestor nevoi mereu crescînde de materii prime minerale li se opune însă epuizarea zăcămintelor cunoscute, cu conținuturi rentabile, din care cauză a apărut necesitatea de a fi puse în exploatare și acele rezerve de minereuri ale căror conținuturi erau considerate în trecut ca sărace.

Aplicarea de metode selective pentru extracția acestor rezerve de minereuri sărace devine însă costisitoare, ajungînd chiar să fie prohibitivă pentru unele zăcăminte de minereuri sărace. In această situație, tehnicii preparării i-a revenit rolul important ca, prin perfecționarea acestei tehnici, să facă posibilă valorificarea, în condiții economice, a zăcămintelor de substanțe minerale utile din ce în ce mai sărace.

In acest mod, se explică faptul că, în ultimul timp, pe plan mondial, tehnica preparării a căpătat o importanță tot mai mare, realizînd mari progrese. O ilustrare a acestei afirmații o constituie desele congrese internaționale în domeniul preparării care au avut loc în ultimul timp.

In țările aparținînd lagărului socialist, tehnica preparării capătă o importanță și mai mare, căci în aceste țări dezvoltarea industrială făcîndu-se într-un ritm și mai accelerat, producția de materii prime trebuie să crească continuu și, deci, prepararea trebuie să facă față acestor nevoi mereu crescînde.

Această importanță a preparării a fost subliniată atît de către Congresul al II-lea al P.M.R., cît și de plenara din 27—29 decembrie 1956, cînd, prin documentele respective, inginerilor și tehnicienilor din țara noastră li s-a trasat sarcina organizării cît mai bine a proceselor de producție, prin introducerea metodelor de lucru înaintate și a tehnicii noi, contribuind astfel la realizarea planurilor cincinale și, prin aceasta, la întărirea economico-politică a țării noastre.

Apreciind importanța problemelor legate de mărirea producției de metale neferoase și în dorința de a ajuta la promovarea tehnicii înaintate în preparare, Academia R.P.R., în colaborare cu A.S.I.T. și cu Ministerul Minelor, a organizat la Baia Mare, în zilele de 13—15 decembrie 1957, ținerea unei consfătuiri a preparatorilor în țara noastră, cu tema *„Tehnica nouă în prepararea minereurilor"*.

Consfătuirea s-a deosebit de celelalte consfătuiri ținute în trecut printr-o tematică mai largă, care a cuprins 12 referate. Aceste referate au fost:

1. *„Cercetări științifice în prepararea minereurilor; importanța și stadiul lor în R.P.R."*, referent: prof. dr. ing. I. Huber-Panu, membru corespondent al Academiei R.P.R.

2. *„Unele aspecte privind tehnica nouă în prepararea minereurilor în U.R.S.S."*, *referent:* ing. Petre Vlad, director tehnic al Trustului minier Baia Mare.

3. *„Unele aspecte privind tehnica nouă în domeniul preparării minereurilor în R.D.G."*, referent: ing. Vladimir Vasilov.

4. *„Metode de preparare a minereurilor de metale rare"*, referent: ing. Luigi Dobrescu, candidat în științe tehnice.

5. *„Stadiul actual al cercetărilor privind prepararea minereurilor feroase și a mineralelor nemetalifere din R.P.R."*, referenți: ing. Ion Ion și ing. Emil Popa.

6. *„Metode noi de preparare experimentate la I.C.E.M.I.N. și rezultatele obținute prin aceste metode cu minereurile din R.P.R."*, referent: ing. Teodor Popa.

7. *„Aplicarea metodei de flotație colectivă urmată de separarea diferențială la minereurile complexe din R.P.R."* referenți: ing. D. Gligor și ing. S. Dima.

8. *„Hidrociclonul și aplicațiile sale în tehnica preparării minereurilor"*, referent: ing. Bujor Georgescu.

9. *„Posibilitățile de aplicare a metodei cu suspensii grele la prepararea minereurilor din R.P.R."*, referent: ing. Corneliu Pandelescu.

10. *„Automatizarea controlului și posibilitățile de aplicare la instalațiile de preparare din R.P.R."*, referent: ing. Ion Lăzărescu.

11. *„Îmbunătățirea rezultatelor la instalațiile de flotare din regiunea Baia Mare prin raționalizarea fluxului tehnologic și a folosirii reactivilor"*, referent: ing. Cezar Buciu.

12. *„Considerații tehnico-economice privind valorificarea minereurilor prin preparare"*, referent: prof. ing. Gh. Vanci.

Referatele prezentate au pus în dezbaterea specialiștilor cele mai importante dintre problemele actuale ale tehnicii preparării din țara noastră, arătînd realizările obținute pînă în prezent în rezolvarea acestor probleme.

Prin temele tratate și cuprinsul lucrărilor lor, referenții au reușit să stimuleze interesul și colaborarea tuturor specialiștilor și tehnicienilor pentru promovarea în viitor a problemelor de preparare pe căile cele mai eficiente.

La consfătuire au participat ingineri și tehnicieni care activează în cadrul instalațiilor de preparare, specialiști din cadrul Ministerului Minelor și al Ministerului Industriei Petrolului și Chimiei, cercetători din institutele de specialitate ale Academiei R.P.R. și Ministerul Minelor, cum și specialiștii cei mai autorizați din învățămîntul superior.

Lucrările consfătuirii au constituit, de asemenea, un prilej pentru un schimb efectiv de cunoștințe tehnice

și practice între cercetătorii din institutele de specialitate și laboratoare și practicienii din uzine.

La terminarea discuțiilor, care — prin cuprinsul și valoarea lor — au constituit completări ale referatelor prezentate, consfătuirea a adoptat o rezoluție, prin care s-a făcut o serie de recomandări importante, menite să contribuie la noi progrese în tehnica preparării din țara noastră. Aceste recomandări sînt:

1. Îmbunătățirea indicilor tehnico-economici în instalațiile noastre, prin eliminarea deficiențelor care mai persistă și prin aplicarea măsurilor stabilite pe baza studiilor, privind reglarea fluxurilor tehnologice.

2. Studierea posibilităților de introducere în schemele actuale a unor utilaje noi, de productivitate și eficacitate mărită, care vor conduce la creșterea capacității de prelucrare și la reducerea prețului de cost.

3. Îmbunătățirea controlului tehnic prin punerea la punct a metodelor de analiză actuale, prin introducerea de metode rapide și prin aplicarea unui sistem de calcul operativ al indicilor tehnologici, potrivit cu condițiile concrete existente în uzinele de preparare.

4. Intensificarea dotării institutelor de cercetare ale Academiei R.P.R. și Ministerului Minelor, cum și a sectoarelor de cercetări din cadrul trusturilor, cu mijloace de cercetare cît mai moderne, pentru a se folosi și cele mai noi metode de cercetare. În special, secția de preparare a Centrului de Cercetări Metalurgice al Academiei R.P.R. trebuie dotată cu mijloace de cercetare speciale și cu cadre suficiente, pentru a se intensifica cercetările cu caracter fundamental și de perspectivă.

5. Coordonarea întregii activități de cercetare în domeniul preparării și întocmirea unui plan de perspectivă al cercetărilor.

6. Colaborarea strînsă a tuturor centrelor de cercetare între ele, cum și cu specialiștii care lucrează în producție prin organizarea de discuții și schimburi de experiență pe metode de cercetare și probleme asemănătoare, înțelegeri pentru folosirea în comun a bazelor materiale de care dispun diferitele centre de cercetare, organizare de consfătuiri etc.

7. În ce privește aplicarea metodelor noi de preparare, se vor intensifica studiile în faza pilot și semiindustrială a procedeelor care au șanse de a fi introduse în prima fază ca:

— preconcentrarea minereurilor cu ajutorul sfărîmării selective, a concentrării în suspensii grele și a jgheaburilor elicoidale;

— flotarea colectivă totală sau parțială, urmată de flotarea diferențială a concentratelor colective;

— aplicarea hidrocicloanelor la clasare, îngroșare și ca aparat de concentrare.

8. Întrucît instalațiile existente au capacitate relativ redusă, automatizarea completă nu este indicată, ci se recomandă numai o automatizare parțială, și anume a fazelor de măcinare și clasare, prin introducerea cîntarelor cu înregistrare automată, a aparatelor de reglare automată a densității tulburelii, a aparatelor automate de luat probe, și a *p*H-metrelor de control.

În vederea realizării acestei recomandări, se propune procurarea documentațiilor de execuție pentru confecționarea aparatelor necesare și importarea de unicate care să fie experimentate la instalațiile industriale, pentru alegerea celor mai corespunzătoare tipuri.

La proiectarea instalațiilor noi, se va ține seamă de automatizarea fazelor principale arătate mai sus.

9. Standardizarea diferitelor aparate de preparare (celule de flotație, filtre etc.), în vederea sistematizării instalațiilor de preparare.

10. Pentru flotațiile care urmează să fie puse în funcțiune în viitor, unde vor funcționa linii cu capacitate de 250t/24 ore, se vor proiecta, de către IPROMIN, celule de flotație cu volum mai mare (2—3 m^3). La elaborarea temelor și avizarea acestor proiecte, ca și la omologarea prototipurilor, vor colabora cît mai mulți specialiști, atît din producție, cît și din institutele de cercetare și proiectare.

11. Este necesar ca uzinele de preparare să fie completate cu instalații moderne de decantarea sterilelor și purificarea apelor reziduale, iar la cele existente să fie îmbunătățite condițiile de funcționare.

12. Se vor intensifica cercetările privind valorificarea zăcămintelor sărace de substanțe minerale utile, în vederea stabilirii celor mai economice procedee de prelucrare.

13. Dată fiind baza de materii prime chimice de care dispune țara noastră, să se acorde o atenție deosebită studiului și fabricării de reactivi noi și de mare selectivitate.

14. Este necesar să se acorde o atenție deosebită formării cadrelor de muncitori calificați și tehnicieni pentru sectorul preparării substanțelor minerale utile, atît pe linie de învățămînt, cît și la locul de muncă.

De asemenea, dat fiind importanța și specificul — cu totul deosebit — al sectorului de preparare, este necesar să se pregătească, în mod special, în învățămîntul superior inginerii destinați să activeze în acest sector.

15. Pentru promovarea tehnicii preparării la noi în țară, este necesară colaborarea cît mai strînsă atît a specialiștilor din această ramură, cît și a acestora cu specialiștii din ramurile metalurgiei neferoase, chimiei și din minerit.

16. Referatele prezentate la consfătuire să fie publicate de către ASIT în cel mai scurt timp și difuzate la toate unitățile interesate.

Potrivit recomandărilor consfătuirii, referatele prezentate se vor publica în „Revista Minelor".

Ing. Ion Gheorghiu

Cercetările tehnico-științifice în prepararea minereurilor și dezvoltarea lor în R.P.R.

Prof. I. Huber Panu
Doctor în științe tehnice, membru corespondent al Academiei R.P.R.

Asigurarea unei producții mărite de materii prime minerale nu se poate face decît prin valorificarea și a unor zăcăminte diferind de cele care se exploatează în prezent fie printr-un conținut mai redus de substanțe utile, fie printr-o asociație mult mai defavorabilă a componenților minerali. Concomitent însă, exigențele asupra calității produselor date de uzinele de preparare sînt tot mai mari.

Problemele de preparare diferă deci astăzi, prin datele lor, de cele din trecut. De aceea, rezolvarea lor este condiționată, în multe cazuri, de găsirea sau de introducerea de metode și mașini noi, cît mai eficiente și economice și totodată adecvate materiei prime respective. Evident că această tehnică nouă în domeniul preparării nu poate fi introdusă decît pe baza unor cercetări tehnico-științifice ample și aprofundate.

De asemenea, o serie întreagă de cercetări tehnico-științifice le reclamă rezolvarea problemelor de preparare ale noii și deosebit de importantei industrii a metalelor rare și radioactive.

Pentru a sublinia necesitatea și amploarea cercetărilor privind noile probleme ale preparării, este util a menționa că în domeniul preparării nu există rețete de lucru, nici în cazul folosirii celor mai vechi și clasice metode, la două minereuri asemănătoare, avînd același mineral util. Caracteristicile asociației minerale și ale mineralelor de gangă, geneza zăcămîntului și alți factori, fac chiar și în aceste cazuri comune ca cercetări de preparare să fie indispensabile.

Desigur că cercetările legate de introducerea de metode noi prezintă aspecte mult mai variate și necesită o adîncire științifică mai mare. O latură a acestor cercetări trebuie să urmărească a stabili baza științifică a metodei. În strînsă legătură cu fundamentarea științifică este și stabilirea domeniului și a limitelor de aplicare a metodei sau mașinii respective. Această ramură a cercetărilor are o importanță practică evidentă, avînd în același timp și un aspect cu caracter general, care merită a fi menționat.

La introducerea tehnicii noi, în toate ramurile tehnicii trebuie să combatem două tendințe, care se manifestă destul de frecvent. Prima privește cu puțină încredere introducerea metodelor noi, datorită tradiției și experienței cîștigate cu metodele vechi: cea de-a doua consideră metodele noi ca soluții sigure pentru toate problemele nerezolvate. Calea justă care trebuie urmată în introducerea tehnicii noi trebuie să se bazeze pe cunoașterea precisă a posibilităților fiecărei metode sau mașini noi, a domeniului și condițiilor de aplicare, ceea ce se poate stabili numai prin cercetări tehnico-științifice sistematice.

Ca în toate domeniile tehnicii, cercetările în prepararea minereurilor se pot grupa în cercetări fundamentale și cercetări aplicate.

Cercetările fundamentale urmăresc descoperirea de metode și tehnologii noi, de produse noi, stabilirea domeniului de aplicare a noilor metode, precum și extinderea acestui domeniu.

Ele urmăresc stabilirea și adîncirea bazei științifice a ramurii respective a tehnicii, găsind explicarea științifică a proceselor și legile care le guvernează, contribuind astfel la perfecționarea atît a metodelor noi, cît și a celor de utilizare curentă.

Prin cercetări fundamentale se stabilesc reguli care ghidează găsirea soluțiilor problemelor ce se pun în practică, evitînd empirismul, ca și multe încercări și cheltuieli inutile.

În țara noastră, în centrul atenției au fost pînă acum cercetările aplicate, reclamate de

găsirea posibilităților de preparare a diferitelor minereuri, de stabilirea fluxurilor tehnologice și a tuturor parametrilor necesari proiectării noilor instalații.

O altă grupă de cercetări aplicate urmăresc determinarea rezultatelor ce se pot obține cu diferiți reactivi, diferite materiale sau mașini, experimentarea prototipurilor de utilaje fabricate, etc.

O importantă sarcină de cercetări aplicate revine laboratoarelor de la uzinele de preparare și de la trusturi, unde trebuie să se execute cercetări pentru raționalizarea și perfecționarea proceselor tehnologice folosite, pentru buna reglare a funcționării utilajului și pentru mărirea eficacității lui. In aceste laboratoare trebuie să se urmărească și să se studieze variația caracteristicilor tehnologice ale minereurilor prelucrate, să se execute încercarea noilor reactivi, să se studieze comportarea noului utilaj, să se controleze întregul proces al preparării și să se remedieze neîntîrziat înrăutățirea intervenită în acest proces.

In țara noastră, toate categoriile de cercetări de preparare trebuie intensificate și dezvoltate. Numai astfel se vor aduce la îndeplinire, în condiții optime, Directivele celui de-al II-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn, care prevăd o dezvoltare deosebită a industriei preparării la toate substanțele minerale utile și, totodată, aplicarea în instalațiile de preparare a tehnicii celei mai înaintate.

In special cercetărilor cu caracter fundamental, trebuie să li se acorde o atenție mai mare decît pînă în prezent. Trebuie ținut seama că aceste cercetări oglindesc nivelul științific al țării în ramura respectivă și că, totodată, ele conduc la realizarea celor mai importante progrese în tehnica respectivă.

Țările în care cercetările fundamentale au fost mult dezvoltate au înregistrat și cele mai răsunătoare progrese în tehnica preparării. In fruntea acestor țări stă U.R.S.S., unde s-a desfășurat și se desfășoară o activitate prodigioasă în domeniul cercetărilor fundamentale de preparare în institutele miniere și metalurgice ale Academiei de Științe a U.R.S.S., în institutele Academiilor de Științe ale republicilor (Kazahă, Bielorusă, Ucraina etc.), în numeroase institute de cercetări și în multe institute de învățămînt superior minier și metalurgic.

In ultimul timp, în domeniul cercetărilor de preparare s-au introdus metode noi de cercetare, care permit rezolvarea multor probleme tehnice și științifice, care prin metodele utilizate mai înainte, fie că nu puteau fi rezolvate, fie că rezolvarea lor se făcea incomplet sau cu mare dificultate.

Vom menționa cîteva dintre aceste metode noi de cercetare, deoarece considerăm necesar ca ele să fie folosite și la noi în țară.

Ne referim mai întîi la metodele de cercetare care folosesc izotopi radioactivi.

Aceste metode sînt de mare importanță în cercetările fundamentale privitoare la flotație. Folosindu-se, de exemplu, xantat marcat, adică xantat în a cărui moleculă, în locul atomului obișnuit de S se găsește un atom radioactiv de S, xantatul respectiv se comportă din punct de vedere chimic și al acțiunii lui în flotație, absolut la fel ca și xantatul obișnuit. Prin „marcarea" moleculei de xantat făcută, se dă însă posibilitatea să se urmărească cu exactitate drumul moleculei de xantat, datorită radiațiilor pe care le emite și să se lămurească procese fizico-chimice complicate care se produc: de exemplu, modul de fixare la suprafața mineralului, cantitatea fixată, etc.

O mare parte dintre colectori și unii reactivi modificatori au fost astfel marcați și în felul acesta s-a putut studia acțiunea lor asupra diferitelor minerale.

Cercetătorii sovietici au dezvoltat mult metoda de cercetare, care folosește așa-numitele autoradiografii. Un grăunte al mineralului care se studiază, după ce se introduce în soluția care conține reactivul respectiv, în stare reactivă, se așază pe o placă fotografică fabricată în mod special. Repartizarea reactivului pe suprafața mineralului se stabilește cu exactitate, prin înnegrirea plăcii fotografice în locurile (vîrfuri, muchii, suprafețe) unde s-a fixat reactivul.

Folosirea izotopilor radioactivi permite rezolvarea multor altor probleme de flotație, printre care dăm ca exemplu determinarea repartizării reactivilor adăugați în tulbureală.

Determinarea pe cale chimică a acestei repartizări se face greu sau nu se poate face deloc, pe cînd cu ajutorul izotopilor radioactivi, ea se poate executa rapid. Reactivul respectiv, de obicei o mică parte din cantitatea adăugată, este făcut radioactiv, folosind un izotop radioactiv al unuia dintre elementele pe care le conține molecula sa. Prin măsurarea radioactivității concentratului, sterilului, filtratului și a tulburelii evacuate, se poate determina cantitatea de reactiv fixată în produsele flotației, precum și aceea rămasă în apă.

In domeniul concentrării densimetrice se pot utiliza, de asemenea, metode de cercetare bazate pe radioactivitate.

Mecanismul diferitelor metode de concentrare densimetrică poate fi cercetat prin activarea prealabilă a grăunților de mineral. Această activare se realizează prin bombardare cu neutroni, putîndu-se astfel realiza ca unul dintre elementele mineralului să devină radioactiv prin captare de neutroni. Introducînd grăunți

de mineral activaţi, de exemplu, într-o maşină de zeţaj, se poate urmări drumul parcurs de grăunţi cu ajutorul contorului Geiger-Müller.

De asemenea, folosind material de îngreunare activat într-o instalaţie de concentrare cu mediu dens, se poate determina repartizarea materialului de îngreunare în mod analog cum am arătat că se determină repartizarea reactivilor în flotaţie. Cercetarea se poate purta asupra unei anumite clase granulometrice a materialului de îngreunare. În acest caz, clasa granulometrică respectivă, sau o parte din ea, este în prealabil activată, ceea ce permite să i se urmărească drumul parcurs prin tulbureală şi să se determine măsura în care ea se repartizează în concentrat şi steril.

In cercetările din domeniul sfărîmării se pot utiliza, de asemenea, metode radioactive. Dăm un exemplu: cercetarea pentru determinarea eficacităţii de măcinare a morilor. Pentru a se determina în ce măsură o anumită clasă granulometrică este mărunţită în moară, clasa respectivă din materialul de alimentare al morii este scoasă şi, după ce o anumită parte din ea este activată, aceasta este adăugată la alimentarea morii. După măcinare, materialul evacuat de moară se clasează şi se determină greutatea procentuală şi radioactivitatea fiecărei clase. Pe baza acestor date se poate determina în ce proporţie clasa granulometrică respectivă din materialul de alimentare a morii s-a repartizat în diferite clase granulometrice, în urma acţiunii de măcinare.

Am dat numai cîteva exemple privind posibilităţile de cercetare pe care le oferă în domeniul preparării folosirea izotopilor radioactivi, pentru a sublinia necesitatea ca aceste metode de cercetare să fie folosite, fără întîrziere, şi în ţara noastră.

O altă metodă de cercetare se bazează pe folosirea aparatelor de filmare foarte rapidă, care pot realiza pînă la 200 000 de fotograme pe secundă.

Cu aceste aparate de filmare, care se construiesc în U.R.S.S., se pot urmări şi studia unele procese de preparare care se desfăşoară cu viteză mare, cum este, de pildă, procesul adeziunii particulelor minerale la bulele de aer în flotaţie.

In ultimul timp, metodica cercetărilor de preparare, cît şi metodele folosite pentru aprecierea funcţionării instalaţiilor şi aparatelor de preparare, se perfecţionează prin aplicarea legilor statisticii matematice. Avantajele pe care le prezintă aceste metode ne fac să considerăm necesar ca ele să fie aplicate şi în ţara noastră.

In ţara noastră, s-au executat în domeniul preparării minereurilor, un număr mare de cercetări aplicate, dintre care unele au fost, iar altele sînt în curs de a fi făcute cunoscute prin publicare în „Revista Minelor".

De aceea, în cele ce urmează, ne vom limita a expune numai cele mai recente cercetări cu caracter fundamental executat în R.P.R.

Printre acestea, ne vom referi în primul rînd, la contribuţiile romîneşti în domeniul cineticii flotaţiei, pe care le vom expune foarte succint.

Studiul flotaţiei, din punct de vedere cinetic, a preocupat în special pe cercetătorii sovietici şi pe mulţi cercetători din ţările occidentale.

S-au studiat diferite fenomene importante, care se produc în flotaţie (adeziunea mineralelor la bule, acţiunea diverşilor reactivi etc.) din punct de vedere cinetic, fapt care a permis să se lămurească mai multe probleme ale procesului atît de complex al flotaţiei.

O importanţă deosebită o prezintă, însă, cinetica procesului flotaţiei, considerat în totalitatea sa. In această privinţă, contribuţia cea mai importantă este formula stabilită, pe cale teoretică, de Gründer şi de Beloglazov:

$$m = 1 - e^{-Kt}$$

care exprimă variaţia extracţiei de substanţă utilă m în funcţie de timpul de flotaţie t, şi de o constantă K.

Această formulă este folosită adesea în diferite studii asupra flotaţiei.

Autorul acestui articol, printr-o analiză teoretică a formulei de mai sus, a constatat că ea este riguroasă numai în cazul cînd minereul care se flotează este monodispers şi cînd substanţa utilă din minereu este constituită numai din grăunţi flotabili. Nici una dintre aceste condiţii nu este îndeplinită în flotaţiile industriale. Este cunoscut că totdeauna faza solidă din flotaţie este foarte pronunţat polidispersă şi totodată substanţa utilă se găseşte într-o proporţie adesea însemnată, parţial sub formă de grăunţi nedezasociaţi, parţial sub formă de grăunţi cu proprietăţi superficiale, alterate în aşa măsură, încît această parte din substanţa utilă nu este flotabilă în condiţiile (regim de reactivi etc.) determinate pentru restul substanţei utile.

Autorul acestui articol a stabilit o nouă formulă pentru extracţia de substanţă utilă, precum şi formule pentru toţi ceilalţi indici tehnici ai flotaţiei (v, c, b, γ, η), inclusiv pentru viteza de flotaţie w. Aceste formule au fost stabilite pe cale teoretică, luînd în considerare atît caracterul polidispers al minereului, cît şi prezenţa unei părţi a substanţei utile sub formă neflotabilă, fie din cauza dezasocierii necomplete, fie din alte cauze.

Pentru stabilirea acestor formule, am ţinut seamă că flotaţia substanţei utile este condiţionată de adeziunea particulelor respective la bulele de aer şi de menţinerea acestei adeziuni. Această adeziune nu se poate produce decît

prin ciocnirea particulelor cu bulele de aer şi, în consecinţă, numărul de particule care flotează este funcţie de numărul de ciocniri. Pentru determinarea numărului de ciocniri în unitatea de timp, am aplicat legile statisticii matematice, întrucît numărul de particule şi de bule, care iau parte la proces, este foarte mare. Procedînd în acest fel, pe cale matematică, am stabilit următoarea formulă pentru extracţia de substanţă utilă m_i, corespunzătoare unei clase granulometrice oarecare, i, din materialul prelucrat:

$$m_i = 100\ \varphi_i \left(1 - e^{-k_i \int_0^t \varphi_i N \cdot dt}\right) \qquad (1)$$

unde:

φ_i este raportul dintre numărul de particule de substanţă utilă flotabile din clasa granulometrică şi numărul de particule care corespund conţinutului de substanţă utilă al clasei granulometrice considerate (în multe cazuri ψ_i este echivalent cu gradul de dezasociere);

N — numărul de bule de aer care se găsesc în volumul V de tulbureală;

φ_i — un parametru caracterizînd proprietăţile superficiale ale substanţei utile determinate pentru procesul adeziunii la bulele de aer;

k_i — o constantă dată de formula:

$$k_i = \frac{\pi k_e}{4V}\left(x + D\right)^2 \sqrt{u_x^2 + u_D^2}\,.$$

Din această formulă se vede că valoarea acestei constante depinde de diametrul mediu D al bulelor de aer, de diametrul mediu x al clasei granulometrice considerate, de viteza medie u_x a particulelor din această clasă, de viteza medie u_D a bulelor de aer şi de o constantă k_e a aparatului de flotaţie.

Cum în multe cazuri N şi φ_i rămîn constante în decursul flotaţiei, formula (1) devine:

$$m_i = 100\ \psi_i \left(1 - e^{-K_i t}\right) \qquad (2)$$

unde K_i este o constantă dată de expresia:

$$K_i = \frac{\pi k_e}{4V} \varphi_i N \left(x + D\right)^2 \sqrt{u_x^2 + u_D^2}\,. \qquad (3)$$

Pentru a găsi ecuaţia extracţiei de substanţă utilă m pentru întregul material, am integrat ecuaţia (1) între limitele de dimensiuni între care se găseşte materialul prelucrat, ţinînd seama de curba de repartiţie granulometrică a materialului. Integrala obţinută în acest fel, transformată într-o sumă de un număr finit de termeni, este:

$$m = \frac{1}{100\ \alpha} \sum_{i=1}^{n} \alpha_i\ p_i\ m_i \qquad (4)$$

în care α este procentul de substanţă utilă a întregului material, α_i este procentul de substanţă utilă a fiecărei dintre cele n clase granulometrice ale materialului, iar p_i, greutăţile procentuale ale claselor granulometrice.

Ţinînd seama de formula (2), formula (4) se poate scrie:

$$m = 100\ \psi - \frac{1}{\alpha} \sum_{i=1}^{n} \varphi_i\ \alpha_i\ p_i\ e^{-K_i\ t} \qquad (4')$$

în care φ are aceeaşi semnificaţie ca şi φ_i, extinsă, însă, la întregul material.

Pentru a stabili formulele vitezei de flotaţie, am folosit formulele precedente, precum şi expresia pe care am dat-o în trecut pentru calculul vitezei de flotaţie şi care este considerată riguroasă de cercetătorii sovietici:

$$w = \frac{dm}{dt}$$

In felul acesta, am găsit că viteza de flotaţie w_i a unei clase granulometrice oarecare din materialul prelucrat este dată de formula generală:

$$w_i = 100\ \psi_i\ K_i\ e^{-k_i \int_0^t \varphi_i N \cdot dt.} \qquad (5)$$

care în cazul obişnuit, cînd N şi φ_i sînt constante în decursul flotaţiei, devine:

$$w_i = 100\ \psi_i\ K_i\ e^{-K_i\ t}\,. \qquad (6)$$

Pentru viteza de flotaţie w a întregului material tratat, am găsit formula:

$$w = \frac{1}{100\ \alpha} \sum_{i=1}^{n} \alpha_i\ p_i\ w_i \qquad (7)$$

sau

$$w = \frac{1}{\alpha} \sum_{i=1}^{n} \psi_i\ \alpha_i\ p_i\ K_i\ e^{-K_i\ t} \qquad (7')$$

O dată cu substanţa utilă flotează şi o oarecare cantitate de steril. Flotaţia sterilului este condiţionată de aceiaşi factori ca şi flotaţia substanţei utile şi se supune aceleeaşi legi generale; se deosebeşte, însă, prin valori foarte mici ale constantelor K_i, datorită valorilor foarte mici ale parametrilor φ_i, care reflectă hidrofilia suprafeţei grăunţilor de steril. Pe baza acestei observaţii, extracţiile de steril în concentrat s_i şi s, corespunzătoare unei clase granulometrice, respectiv întregului material, le-am dedus făcînd aplicarea formulelor (2) şi (4), care, ţinînd seama de valorile foarte mici ale constantei K_i, au condus la următoarele formule aproximative:

$$s_i = 100\ \psi_{si} \frac{K_{si}\ t}{1 + K_{si}\ t} \qquad (8)$$

$$s = \frac{1}{100\ \alpha_s} \sum_{i=1}^{n} \alpha_{si}\ p_i \cdot s_i \qquad (8')$$

în care K_{si}, φ_{si}, α_{si} şi p_i au aceleaşi semnificaţii ca în cazul substanţei utile, numai că se referă la steril.

În funcţie de ecuaţiile găsite, pentru m, w şi s, am dedus ecuaţiile celorlalţi indici tehnici ai flotaţiei.

Extracţia de concentrat v este dată de formula:

$$v = \frac{1}{100}(\alpha\, m + \alpha_s\, s + \Sigma\, \alpha_d\, m_d) \qquad (9)$$

în care:

α_s este procentul de steril din minereu;

α_d — procentele de minerale din minereu, altele decît mineralul a cărui flotaţie se doreşte şi decît sterilul;

m_d — extracţiile de minerale, altele decît mineralul a cărui flotaţie se doreşte şi decît sterilul.

Conţinutul γ de substanţă utilă a concentratului, în procente, este exprimat prin formula:

$$\gamma = \frac{100\, \alpha\, m}{\alpha\, m + \alpha_s s + \Sigma\, \alpha_d\, m_d} \qquad (10)$$

Conţinutul β de substanţă utilă al sterilelor, în procente, este dat de formula:

$$\beta = \frac{100\, \alpha\, (100 - m)}{100^2 - \alpha_m + \alpha_s\, s + \Sigma\, \alpha_d\, m_d} \qquad (11)$$

Conţinutul y de substanţă utilă a fracţiunii elementare de concentrat, care flotează în timpul dt, este dat de expresia:

$$y = \frac{100\, \alpha\, w}{\alpha\, w + \alpha_s\, w_s + \Sigma\, \alpha_d\, w_d} \qquad (12)$$

unde w_d este viteza de flotaţie a mineralelor conţinute în minereu, altele decît mineralul a cărui flotaţie se doreşte şi decît sterilul, iar w_s este viteza de flotaţie a sterilului.

Randamentul de flotaţie se exprimă prin:

$$\eta = m - s. \qquad (13)$$

În cazul cînd conţinutul minereului în alte minerale decît mineralul util şi steril este neglijabil, sau cînd se poate considera că aceste minerale însoţitoare flotează la fel ca sterilul, formulele (9), (10), (11) şi (12) devin:

$$v = \frac{\alpha\, m + (100 - \alpha)\, s}{100} \qquad (14)$$

$$\gamma = \frac{100\, \alpha\, m}{\alpha\, m + (100 - \alpha)\, s} \qquad (15)$$

$$\beta = \frac{100\, \alpha\, (100 - m)}{100\, (100 - s) - \alpha\, (m - s)} \qquad (16)$$

$$y = \frac{100\, \alpha\, w}{\alpha\, w\, (100 - \alpha)\, w_s} \qquad (17)$$

Ecuaţiile date mai sus oglindesc cinetica flotaţiei prin variaţia indicilor tehnici ai procesului în decursul desfăşurării lui. Ele permit să se calculeze valoarea oricărui indice tehnic al flotaţiei, în fiecare moment, atît pentru întregul material tratat, cît şi pentru o clasă granulometrică oarecare a materialului.

Coeficienţii, care intervin în ecuaţiile de mai sus ale indicilor flotaţiei, au semnificaţii fizice precizate sau sînt exprimaţi prin formule stabilite pe cale teoretică, în funcţie de factorii care influenţează flotaţia: compoziţia granulometrică a materialului tratat şi repartizarea substanţei utile pe clase granulometrice, gradul de dezasociere al materialului şi proporţia de grăunţi de substanţă utilă neflotabili, mărimea bulelor de aer, viteza lor, gradul de aeraţie a tulburelii, viteza medie a particulelor solide, diluarea tulburelii etc. Formulele ţin seama deci de toţi aceşti factori determinanţi pentru flotaţie şi dau posibilitatea să se deducă influenţa pe care o au fiecare dintre ei asupra flotaţiei.

Pentru determinarea valorilor numerice ale coeficienţilor care intervin în ecuaţiile indicilor, este necesar: să se facă o analiză granulometrică a materialului supus flotaţiei (rezultă astfel valorile coeficienţilor p_i), să se determine procentul de substanţă utilă α_i din fiecare clasă granulometrică şi să se determine extracţiile de substanţă utilă m_i în diferitele clase granulometrice ale unui concentrat obţinut prin flotaţia minereului respectiv. Din ultima determinare experimentală se deduc valorile coeficienţilor K_i ai vitezei de flotaţie. Coeficientul ψ se determină, observînd că el este ordonata asimptotei la curba m.

În multe cazuri, este util a folosi ecuaţiile date mai sus prin curbele care reprezintă aceste ecuaţii (fig. 1).

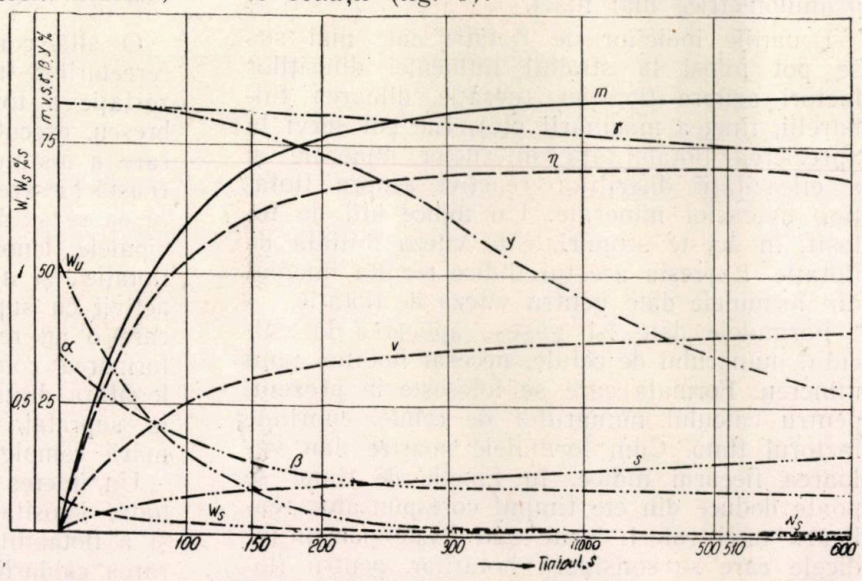


Fig. 1. Curbele cinetice ale flotaţiei:
m — extracţia de substanţă utilă; v — extracţia de concentrat; s — extracţia de steril; w_u — viteza de flotaţie a substanţei utile; w_s — viteza de flotaţie a sterilului; y — curba elementară de flotaţie; γ — conţinutul de mineral util în concentrat; β — conţinutul de mineral util în steril; η — randamentul flotaţiei.

Cunoaşterea acestor curbe, reprezentînd variaţia indicilor flotaţiei în funcţie de timp, permite să se rezolve multe probleme privind flotaţia minereului respectiv.

Curbele arată că viteza de flotaţie scade simţitor cu timpul şi că extracţia în concentrat a ultimelor părţi ale substanţei utile necesită un timp cu mult mai mare decît a celei mai mari părţi din ea, care flotează într-un timp scurt.

Este foarte interesant să se determine timpul de flotaţie necesar pentru a se obţine randamentul maxim. Randamentul maxim corespunde momentului în care viteza de flotaţie a substanţei utile devine egală cu viteza de flotaţie a sterilului, adică momentul în care:

$$w = w_s$$

Această constatare rezultă din anularea derivatei în raport cu timpul a ecuaţiei (13).

Cunoaşterea ecuaţiilor vitezei de flotaţie a substanţei utile şi a sterilului sau a curbelor respective este, deci, suficientă pentru a se determina foarte uşor timpul necesar obţinerii randamentului maxim.

Prin mai multe cercetări experimentale, tov. ing. Georgescu Bujor a verificat ecuaţiile de mai sus stabilite pe cale teoretică şi a constatat că curbele care reprezintă aceste ecuaţii se suprapun peste curbele rezultate pe cale experimentală în limita erorilor experimentale.

Totodată, s-au folosit ecuaţiile date mai sus pentru a studia influenţa granulometriei minereului asupra flotaţiei, constatîndu-se pentru clasele mai mici decît 60 μ curbe mai defavorabile ale indicilor flotaţiei şi o viteză de flotaţie sensibil mai mică, în comparaţie cu clasele granulometrice mai mari.

Ecuaţiile indicilor de flotaţie date mai sus se pot folosi la studiul influenţei diferiţilor factori asupra flotaţiei (aeraţie, diluarea tulburelii, fineţea măcinării etc). Ele pot servi la aprecierea flotabilităţii diferitelor minerale şi a eficacităţii diferiţilor reactivi asupra flotaţiei diverselor minerale. Un indice util de folosit, în aceste scopuri, este viteza iniţială de flotaţie. Expresia acestui indice rezultă imediat din formulele date pentru viteza de flotaţie.

Formulele date îşi găsesc aplicarea la calculul numărului de celule, necesar flotaţiei unui minereu. Formula care se foloseşte în prezent, pentru calculul numărului de celule, cuprinde factorul timp. Cum formulele noastre dau valoarea fiecărui indice, în funcţie de timp, se poate deduce din ele timpul corespunzător realizării unei valori dorite sau fixate pentru indicele care se consideră hotărîtor, pentru flotaţia respectivă (m, c, η_{max}, etc).

Prin introducerea valorii astfel găsite pentru timpul de flotaţie în actuala formulă de calcul al numărului de celule, se dimensionează maşina de flotaţie pentru a realiza indicele de flotaţie dorit.

De altfel, ecuaţiile date permit a deduce formule de calcul al numărului de celule, ca funcţiuni de valorile oricărui indice ne-ar interesa (m, η, etc).

Formulele îşi găsesc aplicarea în rezolvarea mai multor probleme privind funcţionarea maşinilor de flotaţie industriale şi, în special, la controlul funcţionării acestor maşini.

În cazul acestor categorii de probleme, indicii realizaţi de fiecare celulă sau de un grup de celule se pot calcula cu formulele date, în funcţie de timpul de parcurgere a celulei respective de către tulbureală. Acest timp se determină cu formula:

$$t = \frac{V_{cel}}{q} \qquad (18)$$

unde V este volumul celulei în m^3 şi q este volumul de tulbureală, care intră în celula respectivă în unitatea de timp.

Ecuaţiile date pot fi utile şi la studierea metodei de flotaţie. folosite tot mai mult în U.R.S.S. şi denumită flotaţie rapidă. După cum se ştie, această metodă constă în esenţă din realizarea unei viteze mari de flotaţie, mai ales prin mărirea aeraţiei tulburelii din celule. Faţă de avantajele pe care le-a adus aplicarea acestei metode în U.R.S.S., este recomandabil să se studieze folosirea ei şi în instalaţiile noastre. Studiul în vederea aplicării flotaţiei rapide la instalaţiile noastre va trebui să ţină seamă de o serie de factori caracteristici instalaţiei respective (minereu, utilaj, regim tehnologic etc.) şi să utilizeze cunoştinţele actuale asupra cineticii flotaţiei.

O altă contribuţie românească în domeniul cercetărilor fundamentale este lucrarea de dizertaţie a tov. candidat în ştiinţe Luigi Dobrescu, executată în cadrul Catedrei de preparare a fostului Institut de Mine Bucureşti. Această lucrare prezintă un real interes, deoarece în ea se studiază pe baze termodinamice principalele fenomene care intervin în procesul flotaţiei, şi anume: modul cum acţionează reactivii cu suprafeţele mineralelor, influenţa pe care o au reactivii asupra udării mineralelor, formarea complexului mineral-bulă de aer şi legătura dintre modul cum se fixează reactivii la suprafaţa mineralelor şi mecanismul formării complexului mineralelor.

Un interes deosebit îl prezintă şi noua metodă, folosită pentru determinarea udabilităţii şi a flotabilităţii mineralelor, bazată pe măsurarea căldurii lor de udare.

Autorul foloseşte principiile termodinamicii fenomenelor superficiale, potrivit cărora, pentru a avea o imagine reală a întregului proces

de flotație, este necesar să se țină seamă atît de fenomenele mecanice (variația mărimii suprafețelor), cît și de fenomenele chimice superficiale care se produc în timpul flotației și care produc modificarea proprietăților suprafețelor.

De aceea, potrivit principiilor termodinamicii fenomenelor superficiale, funcțiile termodinamice (energie liberă, entalpie etc.) ale proceselor care se produc în flotație vor reprezenta procesul real și vor putea fi exprimate prin ecuații de tipul:

$$\Delta Z_{real}=\Delta Z_s+\Delta Z_{int} \quad (1)$$

și

$$\Delta H_{real}=\Delta H_s+\Delta H_{int}, \quad (2)$$

în care ΔZ și ΔH sînt variațiile energiei libere și ale entalpiei în procesele respective. Indicii „*real*", „*s*" și „*int*" se referă respectiv la procesul real, la fenomenul chimic superficial și la fenomenul de variație a mărimii suprafeței.

Potrivit principiului al doilea al termodinamicii, producerea spontană a oricărui proces izoterm-izobar este condiționată de $\Delta Z_{real} \leqslant 0$. În cazul temperaturilor moderate este suficient ca $\Delta H_{real} \leqslant 0$.

Pentru unele fenomene care au loc în flotație, este util să se determine efectul caloric, denumit căldura procesului respectiv, notat cu Q_{real} și care este egal cu variația entalpiei luate cu semn schimbat, adică

$$Q_{real}=-\Delta H_{real} \quad (3)$$

Pe baza celor expuse mai sus, autorul stabilește pentru variația energiei libere reală (Z_{real}) și pentru căldura reală (Q_{real}) a reacției chimice superficiale dintre reactivi și suprafața mineralului, următoarele ecuații:

$$\Delta Z_{real}=\sigma_{SRL}-\sigma_{SL}+\Delta Z_r \leqslant 0 \quad (4)$$

și

$$Q_{real}=\sigma_{SL}-\sigma_{SRL}-T\frac{\delta(\sigma_{SL}-\sigma_{SRL})}{\delta T}-Q_r \geqslant 0 \quad (5)$$

în care:

σ_{SL} și σ_{SRL} sînt tensiunile superficiale la suprafața mineral-apă înainte și după tratarea cu reactivi;

ΔZ_r — variația energiei libere a reacției de suprafață (cal/cm²);

Q_r — căldura reacției de suprafață (cal/cm²).

Udarea totală a mineralului în apă și în soluții de reactivi, care este unul dintre fenomenele determinante ce intervin în flotație, poate fi exprimată prin variația energiei libere de udare sau prin căldura de udare date de expresiile:

$$\Delta Z_{ut}=\sigma_{SL}-\sigma_{SA} \leqslant 0 \quad (6)$$

$$Q_{ut}=\sigma_{SA}-\sigma_{SL}-T\frac{\delta(\sigma_{SA}-\sigma_{SL})}{\delta T} \geqslant 0 \quad (7)$$

$$\Delta Z_{utr}=\sigma_{SRL}-\sigma_{SA}+\Delta Z_r \leqslant 0 \quad (8)$$

$$Q_{utr}=\sigma_{SA}-\sigma_{SRL}-T\frac{\delta(\sigma_{SA}-\sigma_{SRL})}{\delta T}-Q_r \geqslant 0 \quad (9)$$

în care:

ΔZ_{ut} și ΔZ_{utr} sînt variațiile energiilor libere de udare totală în apă și în soluție de reactivi (cal/cm²);

Q_{ut} și Q_{utr} — căldurile de udare totală în apă și în soluție de reactivi;

σ_{SA} — tensiunea superficială la suprafața mineral-aer.

Adeziunea particulelor la bulele de aer poate fi exprimată în funcție de modul cum se udă mineralele în apă și în soluții de reactivi, prin energia liberă de adeziune λ, respectiv λ_r, sau prin căldura de adeziune Q_{ad}, respectiv Q_{adr}

$$\lambda=-\Delta Z_{ad}=2\sigma_{LA}\sin^2\frac{\theta}{2} \geqslant 0 \quad (10)$$

$$Q_{ad}=\sigma_{LA}-T\frac{\delta\sigma_{LA}}{\delta T}-Q_{ut} \geqslant 0 \quad (11)$$

$$\lambda_r=-\Delta Z_{adr}=2\sigma'_{LA}\sin^2\frac{\theta'}{2} \geqslant 0 \quad (12)$$

$$Q_{adr}=\sigma'_{LA}-T\frac{\delta\sigma'_{LA}}{\delta T}-Q_{utr}+Q'_{real} \geqslant 0 \quad (13)$$

în care:

λ și λ_r sînt energiile de adeziune în absența și respectiv prezența reactivilor:

Q_{ad} și Q_{adr} — căldurile de adeziune în absența și respectiv prezența reactivilor;

σ_{LA} și σ'_{LA} — tensiunile superficiale ale apei și ale soluției de reactivi;

θ și θ' — unghiul de contact al mineralului față de apă și unghiul de contact al mineralului tratat cu reactivi față de soluție;

Q'_{real} — căldura reacției de suprafață dintre mineral și reactivii de flotație în absența apei.

Pentru aprecierea întregului proces de flotație trebuie să se ia în considerare că adeziunea mineralului la bule are loc după ce mineralul udat a reacționat cu reactivii. Întregul proces de flotație poate fi exprimat prin relațiile:

$$\Delta Z_f=\Delta Z_{red}-2\sigma'_{LA}\sin^2\frac{\theta'}{2} \leqslant 0 \quad (14)$$

$$Q_f=\sigma_{LA}-T\frac{\delta\sigma_{LA}}{\delta T}-Q_{ut}+Q'_{real} \geqslant 0 \quad (15)$$

în care:

ΔZ_f este variația energiei libere a întregului proces de flotație;

Q_f — căldura de flotație.

Din relaţia (11) rezultă că adeziunea mineralului la bule, fără folosire de reactiv, va avea loc dacă:

$$Q_{ut} \leqslant \sigma_{LA} - T \frac{\delta \sigma_{LA}}{\delta T} . \qquad (16)$$

Ţinînd seamă de legea variaţiei tensiunii superficiale σ_{LA} cu temperatura, se deduce că pentru a se produce adeziunea mineralului la bulele de aer, trebuie ca:

$$Q_{ut} \leqslant 0{,}027 \text{ cal/m}^2.$$

În cazul folosirii reactivilor, rezultă din relaţia (13) că adeziunea mineralului va avea loc dacă este satisfăcută relaţia:

$$Q_{utr} \leqslant \sigma'_{LA} - T \frac{\delta \sigma'_{LA}}{\delta T} + Q'_{real} . \qquad (17)$$

Deoarece σ'_{LA} diferă foarte puţin în condiţiile obişnuite de σ_{LA}, relaţia (17) poate fi scrisă sub forma:

$$Q_{utr} \leqslant 0{,}027 + Q'_{real} \text{ cal/m}^2. \qquad (18)$$

Cum fixarea reactivilor pe suprafaţa mineralelor se produce cu degajare de căldură, rezultă că adeziunea va putea avea loc chiar în cazul cînd căldura de udare în soluţia de reactivi este mai mare decît 0,027 cal/m^2.

Ecuaţiile termodinamice deduse permit să se determine legătura care există între flotabilitatea unui mineral şi udabilitatea sa, în absenţa şi în prezenţa reactivilor.

Pentru determinarea udabilităţii şi a flotabilităţii mineralelor, autorul a utilizat o metodă nouă, bazată pe determinarea căldurilor de udare. La baza metodei stau ecuaţiile (7) şi (8).

Căldurile de udare şi de adeziune se pot determina prin metode calorimetrice standard. Ca aparate, sînt indicate calorimetrele adiabatice sau acelea cu schimb constant de căldură.

În lipsa unei aparaturi speciale, se poate folosi drept calorimetru un termos obişnuit, aşa cum a folosit autorul studiului în încercările executate.

Încercările pentru măsurarea căldurilor de udare a minereurilor cu apă au dat următoarele rezultate:

Galena	0,205 cal/m^2;
Pirita	0,264 cal/m^2;
Blenda	0,275 cal/m^2;
Cuarţul	0,480 cal/m^2;
Calcita	0,546 cal/m^2.

Între căldurile de udare determinate experimental şi flotabilităţile naturale ale mineralelor, aşa cum se cunosc din practică şi studiile altor cercetători, se observă o concordanţă perfectă. Rezultă de aici că se poate determina flotabilitatea naturală a unui mineral dacă se cunoaşte căldura sa de udare.

Încercările experimentale făcute de autor s-au extins şi la determinarea acţiunii unor colectori şi a unor reactivi modificatori, asupra flotabilităţii unor minerale, pe baza determinării căldurii de udare. Rezultatele obţinute sînt în mare măsură în concordanţă cu cele obţinute de alţi cercetători, prin alte metode.

În domeniul măcinării, vom face o scurtă expunere asupra contribuţiei aduse de autorul acestui articol şi de tov. ing. Popa Emil, prin stabilirea unei metode de calcul a capacităţii maşinilor de măcinare şi, totodată, a unei metode de dimensionare a acestor maşini.

În prezent, dimensionarea maşinilor de sfărîmare se face prin metode care se bazează pe aprecieri, în cea mai mare parte subiective, asupra unor factori care influenţează foarte mult capacitatea acestor maşini, şi anume: rezistenţa la sfărîmare a materialului, granulometria lui şi granulometria produsului sfărîmării. Din această cauză, aceste metode conduc la o dimensionare lipsită de precizia necesară.

Autorii propun o metodă de calcul a capacităţii morilor cu bile şi a celor cu bare, care se bazează pe evaluarea factorilor determinanţi pentru capacitatea acestor maşini, evaluare care se face cu mijloace experimentale simple, pentru ca aplicarea metodei în practică să nu necesite aparatură specială.

Vom expune pe scurt metoda propusă, fără a dezvolta fundamentarea ei ştiinţifică.

Întrucît, în domeniul măcinării se poate considera valabilă legea lui Rittinger privitoare la energia necesară sfărîmării, pe bază de consideraţii teoretice, în care se utilizează această lege, se deduce următoarea formulă pentru calculul capacităţii Q_1 a unei mori cu bile sau cu bare:

$$Q_1 = Q_2 \frac{K_2}{K_1} \frac{\Delta s_2}{\Delta s_1} \frac{D_1^{2,6} L_1}{D_2^{2,6} L_2}, \qquad (1)$$

în care D_1 şi L_1 sînt diametrul interior şi lungimea interioară a morii, Δs_1 — creşterea de suprafaţă specifică a minereului în urma măcinării; $\frac{K_2}{K_1}$ — indicele relativ de măcinare al minereului, care se sfărîmă, considerat în comparaţie cu un alt minereu care este măcinat într-o altă moară de acelaşi tip şi care are un diametru D_2, o lungime L_2 şi o capacitate Q_2

Formula de mai sus permite să se determine dimensiunile D_1 şi L_1 ale unei mori necesară sfărîmării unui minereu oarecare, de la o granulometrie a alimentării dată, la o granulometrie a produsului prescrisă, realizînd o capacitate de prelucrare fixată.

Formula permite să se rezolve diferite probleme în legătură cu capacitatea morilor printre care şi problema care se pune destul de frecvent în practică, de a determina capaci-

tatea unei mori lucrînd cu un anumit material, în anumite condiţii granulometrice, cînd se cunoaşte capacitatea aceleiaşi mori, lucrînd cu un alt material, în alte condiţii granulometrice. În acest caz se aplică formula:

$$Q_1 = Q_2 \frac{K_2}{K_1} \frac{\Delta s_2}{\Delta s_1} \qquad (2)$$

dedusă din formula (1).

Pentru aplicarea formulei (1) este necesar să se determine indicele relativ de măcinare $\frac{K_2}{K_1}$ şi creşterile de suprafaţă specifică în cele două condiţii diferite de măcinare.

Metoda de determinare a indicelui relativ de măcinare se bazează pe aplicarea formulei (2), în cazul unei mori de laborator, lucrînd succesiv cu cîte o probă din cele două minereuri. Din formula (2) se deduce:

$$\frac{K_2}{K_1} = \frac{Q_1 \Delta s_1}{Q_2 \Delta s_2} = \frac{\Delta S_1}{\Delta S_2}, \qquad (3)$$

unde ΔS_1 şi ΔS_2 reprezintă creşterile de suprafaţă produse prin măcinarea celor două probe de minereu, corespunzătoare aceluiaşi consum de energie. Pentru a evita măsurarea energiei consumate, se ia ca unitate de energie consumată aceea corespunzătoare unei rotaţii a morii şi se înregistrează numărul de rotaţii ale acesteia. Pe baza analizelor de cernere a materialului de alimentare şi a produsului măcinării, se calculează creşterile de suprafaţă ΔS_1 şi ΔS_2, folosind metoda pe care o vom expune mai jos.

Pentru determinarea suprafeţei specifice s-au stabilit formule de calcul care cuprind parametrii ce pot fi determinaţi cu mijloace experimentale foarte simple, adică numai prin analize de cernere.

Întrucît prin astfel de analize se poate determina suficient de exact numai granulometria materialului mai mare decît o dimensiune δ (de obicei $\delta = 74\ \mu$ sau $60\ \mu$), am stabilit formule de calcul a suprafeţei specifice pentru fiecare din cele două părţi ale materialului: fracţiunea avînd dimensiuni mai mari decît δ şi fracţiunea mai fină decît δ.

Pentru prima fracţiune a materialului, suprafaţa specifică se calculează cu ajutorul formulei:

$$S = \frac{\alpha}{\gamma \sum_{i=1}^{n} \Delta Z_i} \sum_{i=1}^{n} \frac{\ln x_{i+1} - \ln x_i}{x_{i+1} - x_i} \Delta Z_i \qquad (4)$$

stabilită de autorul acestui articol într-o lucrare mai veche. În formula precedentă: x_1, x_{i+1} sînt dimensiunile care limitează o clasă granulometrică oarecare a materialului; ΔZ_i — greutatea (în unităţi de greutate sau în procente de greutate) a clasei respective; α — coeficientul de formă al grăunţilor pentru care se recomandă a se lua valoarea 10 (pentru sfere şi cuburi $\alpha = 6$); γ — greutatea specifică a materialului.

Din formula (4) a suprafeţei specifice rezultă formula de calcul al suprafeţei fracţiunii respective a materialului:

$$S = \frac{\alpha}{\gamma} \frac{G}{\sum_{i=1}^{n} \Delta Z_i} \sum_{i=1}^{n} \frac{\ln x_{i+1} - \ln x_i}{x_{i+1} - x_i} \Delta Z_i \qquad (5)$$

în care G este greutatea fracţiunii respective a materialului.

În vederea găsirii unei formule de calcul al suprafeţei specifice a fracţiunii fine ($<\delta$) a materialului, a cărei granulometrie nu poate fi determinată prin analize de cernere, s-a stabilit mai întîi formula generală, care dă suprafaţa specifică a unui material, presupunînd că se cunoaşte curba lui granulometrică cumulativă $z = f(x)$, unde s-a notat cu z procentul de material de dimensiuni mai mici decît x. S-a găsit următoarea formulă generală:

$$s_{x_1 - x_2} = \frac{\alpha}{\gamma (Z_2 - Z_1)} \int_{x_1}^{x_2} \frac{dz}{x}, \qquad (6)$$

care dă suprafaţa specifică a fracţiunii de material avînd dimensiuni cuprinse între x_1 şi x_2.

Pentru a găsi ecuaţia curbei granulometrice cumulative z, s-a folosit formula lui Gaudin:

$$u = ax^b \qquad (7)$$

a cărei valabilitate a fost verificată experimental în multe cazuri pentru fracţiunea fină a curbelor granulometrice. În ecuaţia lui Gaudin, u este greutatea procentuală a clasei de grăunţi avînd diametre cuprinse între x şi rx (r — raţia progresiei geometrice pe care o constituie diametrele care delimitează diferitele clase de grăunţi, de obicei $r = \sqrt{2}$) iar a şi b două constante caracteristice materialului.

Folosind ecuaţia lui Gaudin, s-a găsit următoarea ecuaţie a curbei granulometrice cumulative:

$$Z = \frac{a}{r^b - 1} x^b. \qquad (8)$$

Cu ajutorul relaţiilor (6) şi (8) s-a dedus formula:

$$S_{\delta - \varepsilon} = \frac{\alpha\, a\, b\, G}{100\, \gamma (b-1)(r^b - 1)} \left(\delta^{b-1} - \varepsilon^{b-1}\right), \qquad (9)$$

care dă suprafaţa fracţiunii fine a materialului, adică a fracţiunii cuprinse între dimensiunea δ şi dimensiunea limită a măcinării care s-a notat cu ε. Greutatea acestei fracţiuni s-a notat cu G.

Pentru aplicarea formulei (9) este necesar să se determine pe cale experimentală constantele a și b. Constanta a se calculează cu formula:

$$a = \frac{u^{\delta}}{\delta^{b}} \qquad (10)$$

care rezultă din (7) și unde u_{δ} este dat de analiza de cernere.

Pentru determinarea constantei b, cu datele obținute la analiza de cernere a materialului, se reprezintă (fig. 2), în coordonate logaritmice, funcțiunea (7).

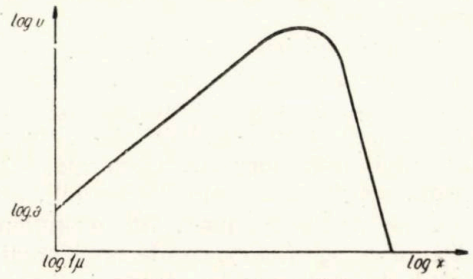


Fig. 2. Curba granulometrică log u.

Constanta b este coeficientul unghiular al dreptei care reprezintă fracțiunile fine ale materialului în această reprezentare grafică.

În cazul măcinărilor foarte fine, se poate întîmpla ca porțiunea rectilinie a curbei granulometrice log u (fig. 2) să se găsească în domeniul dimensiunilor mai mici decît δ, porțiune pe care nu o putem trasa, neavînd date experimentale de analiză granulometrică. Pentru asemenea cazuri, s-a stabilit următoarea formulă pentru calculul constantei b:

$$b = \frac{\log(Z_{\delta} - Z_{\varepsilon} + u_{\delta}) - \log(Z_{\delta} - Z_{\varepsilon})}{\log r}.$$

În concluzie, calculul suprafeței specifice necesar calculului capacității morilor cu bile și a celor cu bare, se va face în modul următor:

Folosind formula (5) se va calcula suprafața fracțiunii materialului care are dimensiuni mai mari decît δ (de obicei $\delta = 74\ \mu$ sau $60\ \mu$), adică a fracțiunii a cărei granulometrie se poate determina suficient de exact prin analize de cernere.

Folosind formula (9), se va calcula suprafața fracțiunii fine a materialului ($<\delta$).

Suprafața specifică a materialului se obține făcînd raportul dintre suma suprafețelor acestor două fracțiuni și suma greutăților lor.

Autorii au aplicat metoda propusă în cîteva cazuri. În fig. 3 se dau curbele granulometrice $u = f(x)$ în coordonate logaritmice, stabilite experimental în cazul măcinării, la diferite finețe, ale cuarțului de la Bouțari. Aceste curbe au servit la dimensionarea unei mori pentru măcinarea acestui material, folosind metoda propusă.

Avînd în vedere importanța tehnologică pe care o are măcinarea în instalațiile de preparare și totodată ponderea ridicată cu care intervine ea în ansamblul cheltuielilor de funcționare și de investiție ale acestor instalații, considerăm necesar ca metoda de calcul expusă mai sus să fie luată în considerare de specialiștii noștri în preparare. Cum însă măcinarea este folosită în multe alte industrii, în unele pe o scară mai mare decît în prepararea minereurilor, metoda expusă mai sus prezintă un interes mult mai larg.

Cercetări cu caracter fundamental au fost abordate și de ICEMIN, în strînsă legătură, fie cu colaborarea pe linie tehnico-științifică pe care Ministerul Minelor o desfășoară în cadrul CAER, fie cu cercetările privind problemele cu caracter de aplicație efectuate asupra minereurilor noastre.

În articolul tov. ing. Teodor Popa („Revista Minelor", 1958, nr. 6), în care se expun principalele cercetări executate în ultimul timp de ICEMIN, se arată și unele cercetări cu caracter fundamental, întreprinse de acest institut în

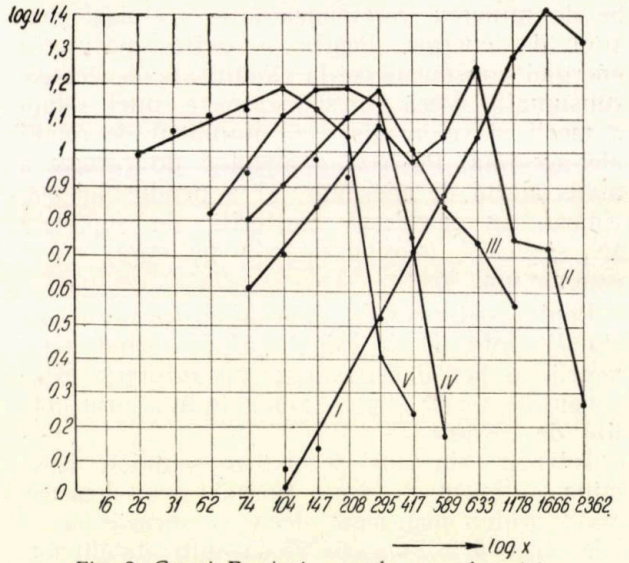


Fig. 3. Cuarț Bouțari — curbe granulometrice:
I — alimentare 3 mm; *II* — măcinat 3 min; *III* — măcinat 5 min; *IV* — măcinat 7 min; *V* — măcinat 10 min.

problemele: introducerii de noi reactivi la flotațiile noastre, prăjirii magnetizante în pat fluidizat și peletizării.

Sinteza unor noi reactivi, mai selectivi sau mai eficace pentru flotație și studiul proprietăților fizico-chimice ale acestor reactivi, este o problemă care merită toată atenția, avînd în vedere resursele de materii chimice de care dispune țara noastră.

În problema prăjirii magnetizante în pat fluidizat, cercetările trebuie continuate, căci rezolvarea acestei probleme deschide perspective tehnice și economice deosebite în special pen-

tru valorificarea minereurilor sideritice de la Teliuc.

O dată cu construirea primelor instalații pentru prepararea minereurilor feroase, se va pune și problema peletizării concentratelor obținute, avînd în vedere gradul înaintat de concreștere al mineralelor din minereurile noastre. Studiul fenomenelor fizico-chimice care apar în procesul de peletizare a fost abordat de cercetătorii de la ICEMIN. El trebuie continuat, fiind foarte util pentru a se găsi cea mai justă cale de aplicare a acestui procedeu, la prepararea minereurilor noastre.

În cadrul acestui articol, nu am putut face o expunere completă a tuturor contribuțiilor pe care le-au adus cercetările cu caracter fundamental, în ultima vreme, la noi în țară.

Putem însă trage concluzia că și în domeniul cercetărilor cu caracter fundamental, sîntem în progres față de trecut, dar că trebuie să se acorde acestei categorii de cercetări o dezvoltare mult mai mare ca pînă acum, pentru ca tehnica preparării să ajungă în țara noastră la nivelul corespunzător importantelor sarcini pe care le are și pe care le va avea.

Trebuie să constatăm că în toate categoriile de cercetări de preparare, s-au înregistrat importante progrese în țara noastră, datorită condițiilor create în ultimul timp în acest scop: mijloace de cercetare îmbunătățite, cadre de cercetare mai numeroase și mai bine pregătite, material documentar mai amplu etc.

Trebuie, totodată, să constatăm însă că problemele care se pun în tehnica preparării sînt și vor deveni tot mai numeroase și mai complicate, iar că rezolvarea lor va reclama mijloace tot mai moderne de cercetare și o adîncire științifică tot mai mare.

Este, prin urmare, necesar ca potențialul științific al acestor cercetări să fie încă mult ridicat și totodată să se aducă unele îmbunătățiri în acest sector de cercetare științifică.

În acest scop, propunem:

1) să se intensifice dotarea actualelor institute de cercetări ale Ministerului Minelor și ale Academiei R.P.R. cu mijloace de cercetare cît mai moderne, pentru a se folosi și cele mai noi metode de cercetare. În special secția de preparare a Centrului de Cercetări Metalurgice al Academiei trebuie dotată cu mijloace de cercetare speciale și cu cadre suficiente pentru a se intensifica cercetările cu caracter fundamental și de perspectivă, a căror importanță s-a arătat mai sus;

2) să se realizeze o coordonare a întregii activități de cercetare în domeniul preparării și să se întocmească un plan de perspectivă al cercetărilor;

3) întrucît una din condițiile pentru realizarea de progrese importante este munca colectivă și unirea tuturor forțelor, este necesară o colaborare mult mai strînsă ca pînă în prezent, atît a tuturor centrelor de cercetare între ele, cît și cu specialiștii care lucrează în producție;

4) îmbunătățirea sistemului de aplicare în practică a rezultatelor cercetărilor;

5) organizarea de vizite și de stagii de documentare a cercetătorilor noștri la instituțiile de cercetare și la uzinele de preparare din țările în care tehnica preparării și activitatea de cercetare sînt mult dezvoltate.

★

Avem convingerea că, prin realizarea acestor propuneri și printr-o muncă susținută a tuturor specialiștilor în preparare, vom înregistra succese importante, atît prin contribuția pe care o vom aduce la progresul științei și tehnicii preparării, cît și prin metodele noi și prin tehnologiile perfecționate pe care vom reuși să le introducem în uzinele noastre de preparare.

Prepararea minereurilor de metale rare

Conf. **Luigi Dobrescu**
Candidat în științe tehnice

Progresele făcute de tehnica modernă în ultimele două decenii au impus procurarea unor materiale cu calități speciale, care pînă mai ieri erau necunoscute sau erau privite mai mult ca niște curiozități științifice.

Printre aceste materiale se numără, în special, așa-numitele metale rare sau necomune.

Cu zece ani în urmă, numai un număr limitat de cercetători cunoșteau unele din proprietățile metalelor rare, care erau obținute în laboratoare în cantități de zecimi de gram. Astăzi, sute de mii de muncitori prelucrează milioane de tone de minereuri, pentru a extrage mii de tone de metale rare cu o puritate, care

— în unele cazuri — depăşeşte pe aceea a reactivilor chimici p. a.

Este bine cunoscută importanţa uraniului şi a toriului pentru producerea energiei nucleare. In anul 1940, existau în lume numai cîteva grame de uraniu pur, iar proprietăţile sale erau foarte puţin cunoscute (de exemplu în 1943 se credea că punctul de topire al uraniului este de 1 850°C în loc de 1 130°C şi că pentru fisiunea sa este absolut necesar să se folosească o sursă de neutroni produşi de Be pur).

In prezent, cantităţile de uraniu şi toriu de cea mai mare puritate trec de sute de mii de tone, iar proprietăţile lor fizice, chimice şi nucleare se cunosc pînă în cele mai mici amănunte.

Energia nucleară a creat un interes deosebit şi pentru alte metale rare cu proprietăţi specifice, cum sînt : beriliul, care serveşte ca moderator, galiul, indiul şi bismutul, care pot fi folosite ca materiale pentru transferul de căldură, zirconul liber de hafniu folosit ca material pentru construcţia reactoarelor nucleare, hafniul, cadmiul şi borul pentru controlul reactoarelor nucleare etc.

Dezvoltarea rapidă a industriei electronice a adus cu sine necesitatea extragerii unor metale rare cu proprietăţi speciale, ca : germaniu şi siliciu (pentru fabricarea transistorilor sau a altor dispozitive, unde semiconductorii sînt necesari), seleniul pentru celule fotoelectrice, wolframul şi berilul pentru tuburi de raze X, tantalul pentru tuburi de transmitere şi capacităţi, molibdenul pentru tuburi de recepţie, platina şi wolframul pentru contacte etc.

Aliajele rezistente la temperaturi foarte mari şi cu proprietăţi de magneţi permanenţi necesită în prezent foarte mari cantităţi de cobalt, care pînă acum cîţiva ani se extrăgea într-o cantitate egală cu argintul.

Titanul care are o mare rezistenţă şi o mică densitate prezintă actualmente un interes excepţional pentru construcţia navelor şi a avioanelor, fiind de aşteptat ca în puţini ani să devină unul dintre metalele cele mai utilizate.

Există multe alte domenii, în care cererea de metale rare este din ce în ce mai mare. Ne vom limita, însă, numai la puţinele exemple pe care le-am indicat, considerînd că sînt suficient de elocvente.

Inainte de a arăta care sînt metodele de prelucrare a acestor metale rare, credem că este necesar să clarificăm, mai întîi, care metale sînt considerate rare şi pe ce criteriu le clasificăm în această categorie.

Principalii factori care fac ca un metal să fie considerat ca rar sînt :

1) răspîndirea redusă în scoarţa pămîntului;

2) existenţa unor zăcăminte cu concentraţii foarte scăzute, care necesită extragerea şi prelucrarea unor cantităţi enorme de minereu pentru obţinerea unor cantităţi reduse de metal;

3) dificultăţile de extracţie;

4) proprietăţile pe care le posedă.

Posibilităţile de exploatare a metalelor rare sînt determinate de considerente economice, deoarece, dacă valoarea intrinsecă a metalului acoperă cheltuielile de producţie, el poate ocupa un loc important în producţia industrială. Dacă valoarea acestui metal este mare şi cheltuielile estimate pentru producţia sa sînt acceptabile, desigur că minerii, preparatoriştii, metalurgiştii şi chimiştii vor fi suficient de ingenioşi pentru a găsi, în fiecare caz în parte, metodele potrivite de extracţie.

Dintre factorii care fac ca un metal să fie considerat ca rar, fără discuţie că cel mai important este răspîndirea sa în scoarţa pămîntului.

Studiile executate de F. W. Clark, Fersman şi alţii permit astăzi să se cunoască, cu o suficientă exactitate, care este răspîndirea diverselor elemente în scoarţa pămîntului.

In tabela 1, sînt indicate principalele metale, clasificate după răspîndirea lor în scoarţa terestră şi după dificultăţile pe care le prezintă extracţia lor în stare elementară.

Primele şapte elemente din grupa metalelor abundente (de la Fe la Mg) reprezintă peste 53% din totalul elementelor care formează scoarţa pămîntului.

Dintre acestea, numai fierul este folosit în stare elementară într-o cantitate importantă. In ultimul timp, aluminiul şi magneziul au căpătat o extindere considerabilă. Raportul dintre producţia de Fe, Al şi Mg în S.U.A. este în prezent de 1 000 : 10 : 1. Sodiul este produs în cantităţi ceva mai mari decît magneziul, dar este folosit, în special, ca agent de reducere, iar calciul este extras în cantitate foarte redusă.

Toate celelalte metale la un loc au o răspîndire de circa 0,7%, dintre care singur titanul constituie 0,44%.

Este interesant de remarcat răspîndirea destul de importantă a Ti, Mn, Rb, Sr, Ba, Zr, Cr, V (de circa 0,6%).

Dintre acestea numai Mn şi Cr au fost folosite în stare elementară într-o măsură redusă.

Titanul, care are o răspîndire de circa 14 ori mai mare decît aceea a carbonului, de circa opt ori mai mare decît a sulfului, de 62 de ori mai mare decît a cuprului şi de 270 de ori mai mare decît a plumbului, nu a fost folosit practic de loc pînă în prezent, deşi are calităţi excepţionale, în timp ce elementele cu care a fost comparat au jucat de milenii cel mai important rol în dezvoltarea civilizaţiei umane. Acest fapt poate fi explicat, în special,

prin modul cum ocură în scoarţa pămîntului diversele elemente.

Metalele obişnuite se găsesc, de obicei, în scoarţa pămîntului sub formă de zăcăminte constituite din minerale utile uşor de recunoscut şi care au un conţinut mare de metal. Metalele rare se găsesc, dimpotrivă, dispersate, unele dintre ele chiar neconstituind minerale, ci fiind înglobate în mineralele altor metale comune (de exemplu galiul, rubidiul, cadmiul,

Un alt fapt care explică folosirea pe scară largă a unor metale puţin răspîndite şi nefolosirea unor metale relativ răspîndite, considerate totuşi ca rare, este uşurinţa cu care se extrag şi se prelucrează primele şi dificultăţile pe care le prezintă extracţia şi prelucrarea metalelor puţin obişnuite.

În marea majoritate a cazurilor, pentru extracţia metalelor rare, sînt necesare metode speciale.

Tabela I

Metale abundente				Metale rare			
Uşor de extras		Greu de extras		Uşor de extras		Greu de extras	
Denumirea	Răspîndirea în scoarţă, g/t	Denumirea	Răspîndire în scoarţă, g/t	Denumirea	Răspîndire în scoarţă, g/t	Denumirea	Răspîndire în scoarţă, g/t
Fier	50 000	Siliciu	277200	Zinc	132	Rubidiu	310
		Aluminiu	81300	Nichel	80	Stronţiu	300
		Calciu	36300	Cupru	70	Bariu	250
		Sodiu	28300	Staniu	40	Zirconiu	220
		Potasiu	25900	Cobalt	23	Crom	200
		Magneziu	20900	Plumb	16	Vanadiu	150
		Titan	4400	Arsen	5	Wolfram	69
		Mangan	1000	Stibiu	1	Litiu	65
				Mercur	0,5	Galiu	15
				Bismut	0,2	Molibden	15
				Cadmiu	0,15	Toriu	12
				Argint	0,1	Pămînt. rare	24—0,2
				Seleniu	0,09	Uraniu	4
				Aur	0,005	Bor	3
				Telur	0,002	Tantal	2,1
						Thaliu	0,5
						Indiu	0,1
						Paladiu	0,01
						Platina	0,005
						Rhodiu	0,001
						Reniu	0,001
						Iridiu	0,001
						Osmiu	0,001
						Ruteniu	0,001
						Radium	0,001

care sînt cantonate în minerale de potasiu, aluminiu şi zinc). Multe din metalele rare formează minerale, care sînt însă dispersate în rocile comune, sub formă de minerale accesorii (de exemplu zirconul în granit etc.).

Concentraţia necesară pentru ca un minereu să fie exploatabil depinde, după cum se ştie, de mulţi factori, dintre care cei mai importanţi sînt cei economici şi tehnologici. Această concentraţie variază mult de la metal la metal, fiind strict legată de proprietăţile lor fizice şi chimice, care determină metodele de extracţie.

Limita minimă a concentraţiei nu este fixă, deoarece ea variază cu schimbările care au loc în tehnologia lor şi cu cerinţele economiei, tendinţa fiind în prezent de a se exploata minereuri din ce în ce mai sărace.

Trebuie să remarcăm că o serie de metale rare şi chiar metale comune (de ex. Mg, K) se găsesc dizolvate în apa mărilor sub formă de compuşi, în concentraţii care variază de la 1 200 la 2×10^{-11} g/t, putînd fi exploatate.

In tabela 1, metalele sînt clasificate, din punct de vedere al abundenţei şi al uşurinţei de extracţie, în patru grupe. Din această tabelă, se constată că metalele comune, cu excepţia Al şi Mg, care au devenit comune numai de puţin timp, se extrag uşor în formă elementară prin reducere.

Celelalte metale, considerate toate ca rare, se extrag greu şi numai prin procedee speciale.

Pe măsură ce tehnica modernă o va cere, familia metalelor comune va creşte, deoarece cele mai multe metale rare vor fi extrase în cantităţi din ce ce în ce mai mari, tehnologia lor devenind în scurt timp bine cunoscută.

Pentru rezolvarea problemelor de extracţie a metalelor rare din minereurile lor, au fost elaborate în ultimii zece ani procedee tehnologice noi, cum sînt acelea hidrometalurgice, combinate cu extracţia prin solvenţi sau prin schimb de ioni etc.

Multe dintre procedeele noi de extracţie sînt discontinue, neputîndu-se executa decît în aparatură de dimensiuni mici.

Majoritatea metalelor rare sînt foarte electronegative, prezentînd tendinţa puternică de a se combina cu oxigenul, azotul, hidrogenul etc. Din această cauză, afinarea metalului este foarte dificilă, fiind necesar de cele mai multe ori ca impurităţile ce-l însoţesc să fie eliminate înainte de extracţia lui din mineralele care-l conţin. Din acest punct de vedere, extracţia majorităţii metalelor rare se aseamănă cu extracţia aluminiului.

In principiu, metoda pentru extracţia lor constă în următoarele faze:

— prepararea minereurilor;
— solubilizarea şi dizolvarea metalului din minereuri;
— purificarea soluţiei şi precipitarea metalului sau a unui compus insolubil al metalului;
— extragerea metalului din compuşii separaţi prin diverse procedee;
— prelucrarea metalului.

Unele dintre aceste faze pot lipsi uneori, dar — în majoritatea cazurilor — ele trebuie aplicate în totalitate.

Menţionez că multe din metalele rare se extrag din reziduurile care rămîn de la lucrarea metalelor comune, de exemplu platina din reziduurile rămase de la extracţia nichelului; galiul, germaniul, cadmiul, indiul, taliul şi bismutul sînt recuperate din subprodusele de la prelucrarea zincului şi a plumbului; seleniul, telurul, cobaltul şi reniul sînt obţinute din reziduurile rămase de la producţia cuprului etc.

Prepararea minereurilor de metale rare, care nu poate lipsi niciodată din tehnologia lor, nu diferă — în general — de prepararea celorlalte substanţe minerale, însă are unele particularităţi.

Aşa cum am arătat, metalele rare sînt în general fin dispersate în minereurile care le conţin, sub formă de minerale bine definite sau, uneori, ca elemente accesorii incluse în mineralele altor substanţe. Pentru desfacerea acestor asociaţii şi pentru uşurarea operaţiilor următoare de solubilizare şi dizolvare, este necesară aproape totdeauna o măcinare avansată a minereului.

Fineţea materialului măcinat trebuie să fie uneori sub 40 de microni.

O măcinare atît de înaintată pune, desigur, probleme speciale. De obicei, în aceste cazuri, măcinarea se execută în mai multe trepte. Circuitele finale de măcinare-clasare sînt realizate cu mori tubulare, care funcţionează în circuit închis, cu hidrocicloane.

O altă caracteristică a instalaţiilor de sfărîmare şi măcinare a minereurilor de metale rare constă în faptul că aceste instalaţii au capacităţi foarte mari. Utilajele de sfărîmare şi măcinare folosite trebuie să aibă productivităţi cît mai mari. De aici rezultă că operaţiile de sfărîmare trebuie conduse în mai multe trepte, în circuit cu maşini de clasare.

Ciururile folosite trebuie să aibă, de asemenea, o mare productivitate şi un randament crescut. Cele mai indicate sînt ciururile în rezonanţă sau cele vibrante.

In unele cazuri, friabilitatea mineralelor de metale rare este mult mai mare decît a mineralelor de gangă (de exemplu în cazul minereurilor de uraniu cu carnotită). Acest fapt poate fi folosit pentru concentrarea substanţei utile. Se folosesc maşini care sfărîmă cît mai selectiv (de tipul morilor cu şoc).

In cazul preparării minereurilor de metale rare, clasarea are un rol important. Multe dintre acestea fiind de natură aluvionară şi prezentînd caracteristica principală că mineralele utile au dimensiuni sub 1—2 mm, pot fi preconcentrate printr-o clasare volumetrică.

Atît în cazul minereurilor aluvionare, cît şi al celor compacte, clasarea se impune de multe ori şi ca o metodă de pregătire a minereului în vederea concentrării.

Clasarea se face cu ajutorul utilajelor standard.

In privinţa concentrării minereurilor de metale rare, trebuie făcute următoarele observaţii:

Alegerea manuală se aplică pe o scară relativ intensă. In multe cazuri, aceasta reprezintă singura metodă practică de concentrare (de exemplu în cazul beriliului). Pentru deosebirea substanţei utile de cele sterile, se folosesc diferenţele de culoare, formă etc. In cazul minereurilor radioactive, substanţa utilă poate fi deosebită de cea sterilă cu ajutorul unui contor Geiger-Müller şi apoi separată manual, sau automat, printr-un sistem asemănător celui folosit la separarea electronică.

Foarte interesantă este posibilitatea de concentrare a unor minerale de metal rare, prin folosirea unei reacţii nucleare induse.

Metoda constă în bombardarea minereurilor cu particule elementare (neutroni, electroni, fotoni) şi separarea substanţei utile, care devine emiţătoare de radiaţii prin alegere automată.

Metoda a fost studiată în laborator în cazul beriliului. Prin bombardare cu raze gama, a căror energie este sub 2 MeV (1,6—2 MeV), izotopul normal de beriliu, Be^9, trece în Be^8, cu emisiune de neutroni.

Prin detectarea neutronilor cu contoare speciale, se reuşeşte să se declanşeze sistemul automat de evacuare.

Metoda de concentrare prin reacţii induse poate fi aplicată teoretic şi în cazul altor minereuri de metale rare şi chiar comune.

In prezent, autorul articolului studiază, din punct de vedere teoretic, această problemă.

Concentrarea hidrogravitică are — în cazul preparării minereurilor de metale rare — rolul cel mai important.

Dat fiind asociațiile intime, care se întîlnesc în cazul minereurilor de metale rare, metodele hidrogravitice cele mai des întîlnite sînt: concentrarea pe mese, în jgheaburi spirale și zețajul cu înaltă frecvență.

Mediile dense pot fi folosite pentru obținerea de preconcentrate. În special, este interesantă metoda de concentrare în medii dense, cu ajutorul hidrocicloanelor.

În cazul minereurilor aluvionare, concentrarea hidrogravitică reprezintă totdeauna prima fază de preparare. Concentratele obținute pot fi apoi prelucrate prin alte procedee de concentrare.

Flotația, deși joacă un rol mai minor în concentrarea minereurilor de metale rare decît în cazul minereurilor sulfurice, tinde să fie aplicată și în acest domeniu pe o scară din ce în ce mai largă. Este aplicată industrial pentru concentrarea unor minereuri de uraniu și pentru purificarea preconcentratelor de rutil, zircon etc.

Separarea magnetică este folosită intens, în special pentru purificarea preconcentratelor hidrogravitice obținute la tratarea minereurilor aluvionare.

Prin folosirea separatoarelor cu cîmp magnetic variabil și intensitate mare, se pot obține, din preconcentratele obținute la tratarea pe mese sau jgheaburi spirale a minereurilor aluvionare de metale rare, diverse concentrate ca: magnetit, ilmenit, granat, monazit, rutil etc.

Unele minerale de metale rare nu pot fi separate între ele sau de ganga care le însoțește, decît printr-o separare electrostatică. Astfel se separă rutilul de zircon, monazitul de granați etc.

Un rol important în extragerea metalelor rare din minereurile lor îl joacă operațiile de îngroșare și de filtrare.

Îngroșarea este folosită, în special, în operațiile de spălare și decantare în contracurent. Fiind vorba de multe ori de materiale măcinate foarte fin, operațiile de îngroșare sînt dificile. Îngroșarea poate fi executată în clasoare, îngroșetoare sau hidrocicloane.

Pentru spălarea și decantarea în contracurent, se pot folosi fluxurile obișnuite întîlnite în instalațiile de cianurare.

În cazul tulburelilor greu de decantat, se folosesc circuite combinate, așa cum sînt arătate în fig. 1 și 2.

Considerăm că fluxul indicat în fig. 1, care a fost aplicat în cazul unui minereu de uraniu fin măcinat și care prezenta dificultăți la decantare, ar putea fi studiat și în cazul instalațiilor de cianurare din R.P.R., prezentînd avantajul că se poate elimina filtrarea din circuit.

Filtrarea tulburelilor, în cazul prelucrării minereurilor de metale rare, prezintă de multe ori mari dificultăți. În unele cazuri, filtrarea cu vacuum este imposibilă, de aceea se aplică filtrarea cu prese-filtre.

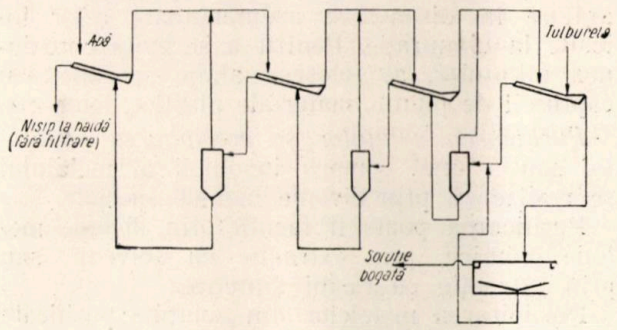


Fig. 1. Fluxul tehnologic aplicat în cazul unui minereu de uraniu fin măcinat și care prezintă dificultăți la decantare

Pentru ușurarea decantării și filtrării minereurilor refractare, la aceste operații s-au folosit cu succes diverși reactivi organici de tipul coloizilor, ca: Guar-Guar, separan, D F-381 (pentru decantare) și diverse polizaharide pentru filtrare. Cantitățile folosite sînt de 0,01—0,5 kg/t.

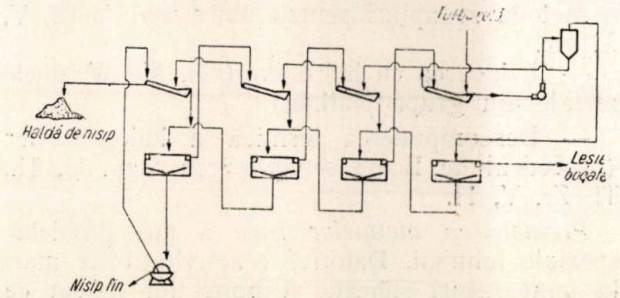


Fig. 2. Circuit combinat folosit în cazul tulburelilor greu de decantat.

Este necesar să se lucreze în domenii relativ restrînse de *p*H (3—10,5), deoarece — în caz contrar — efectul acestor floculații este anihilat.

Printr-o prăjire adecvată, se poate îmbunătăți, în unele cazuri, comportarea la decantare și filtrare a minereului.

Solubilizarea și dizolvarea metalului din minereuri se realizează prin diverse operații cu caracter chimic.

Dintre operațiile de solubilizare mai importante sînt prăjirea cu sau fără adaos de reactivi (Na Cl, Na_2 Si F_6 etc.), prăjirea cu stingere în apă (în cazul minereurilor de Be de exemplu), macerarea cu acizi etc.

Pentru eliminarea unor compuși supărători la dizolvare, se pot folosi diverși reactivi (de

exemplu H_2SO_4 pentru eliminarea Ca și CO_2 din minereurile cu carnotită și 5—10% $CaCO_3$) sau flotația inversă (pentru eliminarea $CaCO_3$ din minereurile care se dizolvă în acizi).

Dizolvarea minereurilor se face de obicei cu soluții acide (H_2SO_4, HNO_3 HCl) sau alcaline (Na_2CO_3, Na HCO_3, K_2CO_3 etc.).

Dizolvarea se execută prin percolație sau agitare în dispozitive asemănătoare celor folosite la cianurație. Pentru a se evita coroziunea utilajelor, se folosesc aliaje speciale sau căptușeli de plumb, materiale plastice, lemn etc.

Purificarea soluțiilor și precipitarea metalului sau a unui compus insolubil al metalului se realizează prin diverse metode speciale.

Purificarea poate fi făcută prin diverse metode chimice, prin extracție cu solvenți, sau prin extracție cu rășini sintetice.

Precipitarea metalelor din soluțiile purificate poate fi realizată prin electroliză, iar precipitarea compușilor prin diverse reacții chimice.

Extragerea metalului din compușii formați se realizează prin următoarele metode:

— Electroliza soluțiilor de compuși solubili (de exemplu în cazul Co, Ga, In, Mn, Tl).

— Electroliza sărurilor topite (de exemplu Ba, Be, B, Ca, Nb, Li, pămînturi rare, Sr, Ta, Th și U).

— Procedeul Kroll (de înlocuire a metalului bazat pe principiul termitului).

Metoda se aplică pentru obținerea U, Th, V, Si etc.

— Reducerea cu hidrogen (Ga, Mo W, unele metale din grupa platinei).

— Descompunerea termică a halogenurilor (procedeul de Boer) se aplică în cazul U, Th, Ti, Zr, V, H.

Prelucrarea metalelor rare a pus probleme speciale tehnicii. Datorită reactivității lor mari la temperaturi ridicate și punctului ridicat de topire, în multe cazuri, nu pot fi aplicate procedeele de prelucrare standard, ci trebuie elaborate metode speciale.

Printre aceste metode, sînt de reținut topirea și turnarea în vid sau în atmosferă inertă, prelucrarea prin procedeul metaloceramic (metalurgia pulberii) etc.

O caracteristică generală a metalelor rare este că proprietățile lor variază extrem de mult, în funcție de impuritățile pe care le conțin. De aceea, procedeele de extracție sînt în așa fel conduse încît metalele obținute să aibă o puritate mare, care, de cele mai multe ori, o depășește pe aceea realizată în cazul metalelor comune.

Menționăm că, în cazuri speciale, a fost necesar să se pună la punct separarea diverșilor izotopi ai metalelor, așa cum este cazul separării U^{235} de U^{238}, a borului B^{10} de ceilalți izotopi etc.

Metodele ce pot fi aplicate pentru extracția metalelor rare care se găsesc în R.P.R.

Comunicările făcute de către Comitetul Geologic au arătat că subsolul țării noastre este bogat în multe metale rare, care sînt astăzi solicitate în mod cu totul special, cum ar fi — de exemplu — U, Th, Zr, Be, Hf, Ti, elemente care se folosesc azi pentru construcția reactoarelor nucleare.

La noi, ca și în alte țări, prospectarea acestor zăcăminte este abia începută. Nu se cunosc date asupra rezervelor, dar se știe cu precizie că rezervele de minereuri de metale rare depășesc de zeci și sute de ori pe cele de metale comune.

Răspîndirea acestor minereuri pe suprafața țării este relativ uniformă, fapt îmbucurător, deoarece permite ca regiuni înapoiate să devină puternic industrializate.

Ar fi imposibil în cadrul unui articol să putem arăta care sînt metodele pentru obținerea tuturor metalelor rare din țara noastră. De aceea, ne vom limita numai la tratamentul celor mai importante, și anume la U, Th, Be, Zr, Hf, Ti, prezentînd și perspectivele de viitor.

Uraniul. În natură, uraniul are o largă răspîndire, găsindu-se într-o concentrație de circa patru g/t în scoarța pămîntului. Repartizarea sa este relativ uniformă, găsindu-se în concentrații mai mari în rocile granitice acide și, mai ales, în cele alcaline.

Dintre mineralele mai importante de uraniu sînt de citat: pechblenda U_3O_8, uraninitul (UO_2), tantalații și titanații, vanadații etc.

Aceste minerale se găsesc acumulate în zăcăminte hidrotermale sau pegmatitic pneumatolitice.

Din cauza compoziției foarte complexe a minereurilor uranifere și a proprietăților foarte variate ale mineralelor care le conțin, tehnologia prelucrării uraniului variază foarte mult. Pentru stabilirea fluxului tehnologic cel mai adecvat este absolut necesar ca pentru fiecare minereu uranifer ce se prelucrează să se studieze comportarea în privința extragerii uraniului.

În linii mari, extragerea uraniului comportă următoarele faze: prepararea minereului, dizolvarea mineralelor de uraniu, separarea din soluțiile obținute a sărurilor puse de uraniu și extragerea uraniului metalic din aceste săruri.

Dintre metodele de preparare care pot fi luate în considerare pentru concentrarea minereurilor de uraniu, mai importante sînt: alegerea manuală sau electronică, concentrarea hidrogravitică, concentrarea prin sfărîmare selectivă și flotația.

Pentru minereurilor uranifere din țara noastră, cea mai interesantă metodă de concentrare este flotația.

În ultimul timp, flotația se aplică intens pentru concentrarea celor mai variate tipuri de minereuri uranifere. Pot fi concentrate prin flotație minereurile cu pechblendă, uraninit, uranothorit, tantalați și fosfați de uraniu etc.

Metoda a fost aplicată atît pentru concentrarea minereurilor bogate, în vederea obținerii unor concentrate cu un conținut de circa 10—50% U_3O_8, cît și pentru preconcentrarea unor minereuri foarte sărace, în scopul obținerii unor produse cu 0,2—0,5% U_3O_8.

Ca reactivi pentru flotația minereurilor de uraniu se folosesc:

Colectori: acidul oleic și sărurile sale alcaline (500—2 000 g/t).

Spumanți: uleiul de pin, fenolii, alcolii superiori.

Reactori modificatori: diverși electroliți pentru depresarea sterilului (SiO_3Na_2 SF_6, H_2SO_4).

Cînd minereurile de uraniu conțin afară de uraniu și alte substanțe utile, se folosesc, pentru separarea lor selectivă, reactivi de flotație potriviți.

Extracțiile obținute la flotație sînt cuprinse între 75—90%, iar îmbogățirile variază între 10 și 50 ori.

Extracția uraniului din minereuri sau concentrate se realizează prin dizolvarea acidă sau bazică, urmată de separarea sărurilor pure de uraniu din soluție, fie prin precipitare, fie prin extracție cu solvenți sau cu rășini.

Din aceste săruri, se extrage uraniul metalic, prin diversele procedee metalurgice expuse [1]).

Thoriul. Ca și în cazul uraniului, pînă în prezent în R.P.R. nu s-au făcut studii în legătură cu tehnologia thoriului. Thoriul are o răspîndire în scoarța pămîntului de circa trei ori mai mare decît a uraniului. Importanța sa constă în faptul că, prin bombardarea cu neutroni în reactoarele nucleare, se transformă în U^{233}, care este un material fisionabil și, deci, un combustibil nuclear.

Principalul mineral de thoriu este monazitul, care — în stare pură — conține 1—18% Th, restul fiind constituit din pămînturi rare (Ce, La, Di) și din ioni de fosfat.

În stare primară, monazitul se găsește disiminat în granite și gneise. Rar se găsește în pegmatite.

În prezent thoriul se extrage numai din minereurile ce conțin monozit și, în special, din nisipurile aluvionare monozitice (cu conținut minim de 0,05/Th). În general, extragerea thoriului se execută în mai multe faze, care includ prepararea minereului, dizolvarea concentratelor în acid sulfuric sau soluții concentrate de NaOH, separarea sărurilor de thoriu din soluțiile obținute și extragerea toriului metalic printr-unul din procedeele metalurgice indicate. Amănunte asupra extragerii thoriului sînt date în articolul Tehnologia materialelor folosite în industria nucleară apărut în Revista Minelor nr. 4/1958.

Beriliul este un metal extrem de prețios, dînd aliaje cu proprietăți excepționale și fiind un excelent material pentru moderarea neutronilor. În acest scop, este folosit în construcția reactoarelor nucleare.

Minereurile cu beril din țara noastră sînt relativ sărace, de aceea este necesar să se studiieze amănunțit prelucrarea lor. Indicații în privința metodelor pentru extracția beriliului din minereuri sînt date în articolul Tehnologia materialelor folosite în industria nucleară amintit mai sus.

Titanul, zirconiul și hafniul. Titanul se găsește în natură într-o proporție de circa 0,44%. Din punct de vedere industrial, sînt importante numai două minerale de titan. rutilul (TiO_2) și ilmenitul (TiO_2FeO). Principala deosebire dintre aceste două minerale, din punctul de vedere al preparării, este faptul că ilmenitul este magnetic, iar rutilul nu.

Rutilul se găsește în pegmatite eruptive asociat cu apatitul, în biotitele titanifere alterate în șisturi argiloase și în nisipuri argiloase. Unele bauxite conțin pînă la 2—3% TiO_2. Ilmenitul apare ca incluziuni în magnetit, hematit și plagioclazi bazici. Se găsește în formații de roci masive, sau în nisipuri aluvionare.

În minereurile aluvionare, mineralele de titan sînt însoțite de multe ori de zircon, granați, monazit etc.

Minereurile de titan se concentrează, în general, prin metode combinate. Ilmenitul și rutilul avînd densități mari pot fi concentrate relativ ușor, prin metode hidrogravitice. Minereurile compacte prezintă asociații intime cu celelalte minerale, inclusiv ganga, fiind necesară o măcinare avansată.

De obicei, aceste minereuri conțin, pe lîngă ilmenit și rutil, magnetit și apatit. Magnetitul se separă magnetic, iar apatitul prin flotație. Schema obișnuită de preparare constă în sfărîmarea și măcinarea minereului la finețea necesară, concentrarea cu spirale Humphrey sau mese de concentrare a mineralelor grele (magnetit, ilmenit, rutil, zircon, granați etc.), iar apoi într-o separare magnetică a diverșilor componenți ai concentratului colectiv. Magnetitul se separă cel mai ușor cu un cîmp magnetic slab, urmînd apoi ilmenitul, cu un cîmp mai puternic și în urmă granații, cu un cîmp

[1]) În articolul „Tehnologia materialelor folosite în industria nucleară" publicat în Revista Minelor nr. 4-1958 sînt arătate mai detaliat metodele de extracție al uraniului.

foarte puternic. Rutilul este nemagnetic, putînd fi separat prin separare electrostatică de granaţii nemagnetici şi de celelalte minerale utile şi steril.

De obicei, aluviunile titanifere nu sînt cimentate, astfel încît nu este necesară măcinarea. In unele cazuri, ele sînt însoţite de cantităţi mari de argilă, care poate fi desfăcută printr-o înmuiere în apă. Prepararea minereurilor aluvionare de titan comportă următoarele faze:

— o ciuruire a nisipurilor la dimensiuni sub 0,5—3 mm, deoarece mineralele utile sînt dezasociate şi au dimensiuni sub aceste limite;
— o preconcentrare a nisipului fin, prin zeţaj, separare pe jgheaburi spirale sau mese de concentrare;
— concentrarea pe mese a procentratelor obţinute;
— separarea diverselor minerale din concentratele obţinute, care se realizează în cazul minereurilor complexe.

Titanul metalic se extrage din tetraclorură de titan ($TiCl_4$), prin reducerea cu Ca sau Mg.

$TiCl_4$ se obţine prin clorurarea directă a concentratelor de titan, sau prin clorurarea oxidului sintetic de titan. Oxidul de titan se obţine din concentrate de ilmenită sau concentrate sărace de rutil, prin tratare cu acid sulfuric, purificarea soluţiilor obţinute şi precipitarea TiO_2 prin metode chimice. O metodă specială pentru obţinerea TiO_2 se aplică în cazul magnetitelor titanifere. Concentratul se brichetează şi se topeşte în furnalul înalt cu cocs şi fondanţi, obţinîndu-se o fontă ferosilicioasă şi o zgură titaniferă, care, după măcinare, se dizolvă în acid sulfuric şi, apoi, se separă TiO_2, prin metoda indicată.

Zirconiul şi hafniul sînt metale de mare importanţă pentru construcţia reactoarelor nucleare, primul fiind un material de construcţie, iar al doilea un bun absorbant de neutroni.

Aceste elemente ocură în natură împreună, neputîndu-se separa între ele prin metode fizice.

In mineralele pure de zirconiu, conţinutul de oxid de hafniu variază între 0,5 şi 2%. Nu se găsesc minerale libere de hafniu. Principalele minerale de zirconiu sînt zirconul ($ZrSiO_4$) şi badeilitul ($Zr\ O_2$).

In mod obişnuit, zirconul este constituent comun al nisipurilor aluvionare şi de plaje, unde se găseşte de cele mai multe ori împreună cu ilmenitul, rutilul, magnetitul, monazitul etc.

Badeilitul se găseşte mai rar şi el poate constitui depozite masive.

Minereurile de zircon (care conţin — după cum am văzut — totdeauna Hf) se caracterizează printr-o densitate mare 4,8—5,8 g/cm^3, ceea ce face ca ele să poată fi relativ uşor concentrate, prin metode hidrogravitice.

Minereurile bogate de badeilit se concentrează, de obicei, prin spălarea argilei. Nisipurile, care conţin pe lîngă zircon şi alte minerale grele, ca: rutil, magnetit, ilmenit, monazit, granaţi etc., se preconcentrează — de obicei — pe jgheaburi spirale sau pe mese de concentrare, apoi concentratele obţinute sînt retratate, pentru obţinerea concentratelor de zircon. Magnetitul, ilmenitul şi granaţii din preconcentrate se elimină, de obicei, prin separare magnetică.

Produsul rămas se retratează pe mese de concentrare, obţinîndu-se un concentrat de zircon, rutil şi monazit.

Din acest concentrat, zirconul poate fi separat electrostatic, sau prin flotaţie.

Zirconul metalic se obţine prin reducerea $ZrCl_4$ cu Ca sau Mg, prin reducerea ZrO_2 cu Ca sau prin electroliza florurii duble de Zr şi K. Zirconul metalic poate fi afinat prin descompunerea termică a iodurii de zircon.

O problemă specială, care se pune în cazul producerii zirconului pentru reactoarele nucleare, este eliminarea completă a hafniului, fără de care zirconul nu poate fi folosit. Separarea acestor două elemente este dificilă, dar tehnica modernă a găsit metode adecvate. Prima fază a obţinerii Zr pentru reactoare constă în eliminarea Hf, care poate fi apoi recuperat.

Posibilităţi de aplicare a metodei cu suspensii grele la prepararea minereurilor din R. P. R.

Ing. **Cornel Pandelescu**

Ani de zile, flotaţia a fost considerată, în ceea ce priveşte mai ales prepararea minereurilor de sulfuri metalice, drept procedeu general unic. Din punct de vedere tehnic, acest procedeu s-a şi dezvoltat, de altfel, în mod perfect, mai ales că s-a rezolvat oarecum şi problema flotaţiei selective a oxizilor, prin folosirea reactivilor de flotaţie cationici. Totuşi, din punct de vedere economic, flotaţia încarcă mult procesul de producţie, deoarece este ne-

voie de o măcinare avansată a minereului, înainte de îmbogățirea propriu-zisă. După date statistice medii recente, cheltuielile de preparare prin flotație a unui minereu sărac, pot fi defalcate pe operații după cum urmează :

— sfărîmare	13,3%	53,3%
— măcinare	40,0%	
— concentrare	16,7%	
— operații auxiliare	30,0%	

Caracteristic este faptul că peste 50% din cheltuieli se datoresc operațiilor de sfărîmare și măcinare. Cu cît asociația mineralelor prezente în minereu este mai intimă și cu cît este impusă obținerea unor concentrate de un conținut mai ridicat, cu atît aceste cheltuieli vor fi mai mari.

Știut fiind deci, că operațiile de măcinare sînt costisitoare și că totodată este mai ușor a găsi o utilizare sterilului grob decît celui fin, se va obține o diminuare substanțială a cheltuielilor, procedînd la un tratament preliminar al minereului brut, prin care, înaintea operațiilor de măcinare și concentrare propriuzisă, să se elimine o anumită parte din acesta sub formă de steril final.

În cadrul acestor operații preliminare, constituind așa-numita fază de preconcentrare, procedeul de separare în suspensii grele a început să găsească o aplicare pe scară din ce în ce mai largă. În cursul ultimilor 20 de ani, posibilitățile acestui procedeu au fost în mod clar puse în evidență în instalațiile numite de flotație totală. Un exemplu edificator în această privință, îl oferă uzina de preparare a exploatării Auguste Victoria din Westfalia — Germania Occidentală. Minereul exploatat conține 3—5% Pb și 6—7% Zn. Folosind ca metodă de preparare flotația totală a minereului, s-a obținut un concentrat de Pb cu 75—78% Pb și 0,6—0,8% Zn și un concentrat de Zn cu 58—60% Zn și 0,4—0,6% Pb. Sterilul final mai conținea 0,27—0,29% Pb și 0,4—0,5% Zn. Cercetările efectuate în ultimii ani au arătat însă că tratînd fracțiunea superioară lui 5 mm a minereului de alimentare concasat la 40 mm — prin procedeul de concentrare în suspensii grele —, datorită înaltei precizii de separare a acestuia, se poate în mare măsură îndepărta din minereu sterilul sărac. Pe această bază, în prima jumătate a anului 1955, uzina de preparare prin flotație a fost prevăzută cu o instalație de preconcentrare în suspensii grele, avînd o capacitate de 70 t/h, care prelucrează minereu brut de mărimea 40—5 mm. În această instalație se separă circa 35% din minereul brut, sub formă de steril final cu 0,25—0,30% Pb și 0,45—0,50% Zn, restul de 65% constituind un preconcentrat, care împreună cu fracțiunea < 5 mm din minereul brut este prelucrat în continuare prin flotație. Se obțin astfel concentrate și steril de calitate cel puțin egală cu a produselor obținute prin flotația totală a minereului.

Înlocuirea flotației totale cu prepararea combinată prezintă următoarele avantaje :

a) creșterea capacității instalației de concentrare cu 35%;

b) reducerea cheltuielilor de măcinare și flotație, precum și a celor legate de evacuarea sterilelor, cu valori cuprinse între 25—30%;

c) obținerea de steril grob, putînd servi ca rambleu în mină, sau ca piatră de pavaj;

d) mărirea rezervei de minereu cu circa 30% prin posibilitatea de a exploata și prelucra și părțile cu minereu mai sărac din zăcămînt;

e) economia realizată prin operația de preconcentrare variază între 19—28% din cheltuielile privind procesul de preparare propriuzis, ceea ce reprezintă 6—9% din cheltuieliie totale pe tona de minereu brut.*)

Dacă în cazul minereurilor neferoase, în urma prelucrării acestora prin metoda cu suspensii grele, se urmărește în mod normal a se elimina o parte din gangă, obținîndu-se, pe lîngă un steril final, un produs mai îmbogățit, care va trebui să fie concentrat ulterior prin procedeele obișnuite, în cazul minereurilor de fier, de mangan etc., în urma prelucrării acestora prin această metodă, se obțin, în general, două produse finale: un concentrat și un steril. În cadrul preparării acestor minereuri, metoda cu suspensii grele se poate substitui în mod avantajos altor metode de concentrare gravimetrice și, în particular, zețajului. Astfel, la o uzină de preparare a unui minereu de fier din S.U.A., cu ocazia înlocuirii unei instalații de zețaj cu una folosind suspensii grele — capacitatea a crescut cu 90%, puterea instalată a scăzut cu 30%, consumul de energie pe tona de minereu tratată s-a micșorat cu 21%, iar pierderile în steril au scăzut cu 13%.

În prezent, instalațiile de separare în suspensii grele, răspîndite în întreaga lume, tratează peste 2 milioane tone de minereu și cărbune lunar. Pe lîngă minereuri de plumb, zinc, fier și mangan, instalațiile de acest fel prelucrează minereuri de casiterită, wolfram, magnezită, fluorină, baritină, sylvină, ghips. Se preconizează mărirea numărului și a capacității instalațiilor și de asemenea lărgirea domeniului de aplicare a acestei metode la noi tipuri de substanțe minerale utile.

În ultimii ani, în țara noastră — care are însemnate zăcăminte de substanțe minerale utile — s-au făcut importante progrese privitoare la valorificarea acestora, prin construirea de noi instalații de preparare, precum și prin recondiționarea sau completarea celor

*) Ansamblul cheltuielilor care constituie costul preparării reprezintă circa 30% din cheltuielile totale de deschidere, exploatare și preparare.

vechi. Cu timpul, aceste instalații nu vor mai putea face față ritmului prodigios pe care îl înregistrează, zi de zi, industria noastră minieră, atît din cauza creșterii rapide a producției de substanțe minerale utile, cît și din cauza uzurii destul de înaintate a multora dintre aceste instalații.

Pe de altă parte, în urma cercetărilor geologice făcute în ultimii ani, au fost descoperite noi și importante zăcăminte de substanțe minerale utile, care ridică problema unei cît mai raționale valorificări.

Se vede deci că în fața tehnicii preparării substanțelor minerale din țara noastră stau însemnate probleme pentru a căror optimă rezolvare va trebui să se țină seamă de progresele realizate și de tendințele ce se manifestă în acest domeniu în ultimii ani.

Astfel, în legătură cu instalațiile de flotație, în care — cu excepția minereurilor de mercur și a majorității minereurilor aurifere — se prelucrează totalitatea minereurilor neferoase din țara noastră, se pune problema îmbunătățirii funcționării lor prin modernizare și introducerea tehnicii noi. În această direcție, va trebui să se țină seama de tendința din ultima vreme, de conjugare a metodelor gravimetrice, în speță metoda de separare în suspensii grele, cu flotația care tinde să fie aplicată, așa cum am arătat anterior, în special în cazul minereurilor mai sărace. Astfel, se reduce sensibil dimensionarea instalațiilor de măcinare și de flotație și în aceeași măsură consumul de energie și reactivi. Deci, în vederea obținerii unei preconcentrări a minereurilor de sulfuri metalice, în special prin metoda cu suspensii grele, trebuie întreprinse încercări interesante și susceptibile de a mări productivitatea unor instalații de flotație care prelucrează minereuri cu o mineralizare mai redusă, dar mai concentrată, și cu o dispersiune mai grobă.

În ceea ce privește industria siderurgică din țara noastră, pentru al doilea cincinal se prevede o importantă lărgire a bazei de materii prime — minereuri de fier și mangan — din minele existente, pregătindu-se, în paralel, deschiderea de mine noi. Deoarece pentru început — din cauza volumului mare al lucrărilor de deschidere și de pregătire necesitate de punerea în exploatare a minereurilor noi — producția de minereuri dată de acestea nu va interveni decît cu o pondere redusă, este necesar să se intensifice în mod deosebit exploatarea zăcămintelor mai vechi. O exploatare rațională și intensivă a acestora va duce însă la o scădere a conținutului de metal din minereu, făcînd aproape imposibilă folosirea directă a acestor minereuri în furnale. Cum, de altfel, este știut că minereurile de fier din țara noastră, în marea lor majoritate sînt considerate ca făcînd parte din categoria minereurilor sărace sau foarte sărace, rezultă că pentru majoritatea acestor minereuri se pune în mod imperios problema preparării lor.

În această direcție, cu excepția cîtorva realizări minore, la noi nu s-a făcut aproape nimic, fapt care a condus la exploatarea nerațională a zăcămintelor, abandonîndu-se importante cantități de minereuri mai sărace.

Interesul crescînd acordat problemelor de preparare a minereurilor de fier se datorește marilor avantaje pe care le prezintă folosirea unui minereu de calitate superioară în procesul de elaborare a fontei. Chiar în țările cele mai bogate din lume, cantitățile de minereuri de fier supuse preparării au crescut într-un ritm rapid. Astfel, în U.R.S.S. procentul de minereuri de fier supuse preparării este prevăzut să crească în următorii ani pînă la 70%.

Dintre metodele de preparare aplicate în cazul minereurilor de fier, pe lîngă procedeele magnetice, cele mai des folosite sînt procedeele gravimetrice, iar dintre acestea, în ultimii ani, în special, separarea în suspensii grele.

De asemenea, valorificarea minereurilor de mangan din țară pune importante probleme de preparare, fiind — ca și minereurile de fier — caracterizate, în general, prin conținutul scăzut de metal. Lipsa unor instalații de preparare a impus pînă în prezent exploatarea zonelor mai bogate din zăcămintele noastre, rămînînd nevalorificate importante depozite cu conținut mai redus.

În străinătate, marea majoritate a minereurilor de mangan se prepară prin metode gravimetrice, în special prin metoda cu suspensii grele, metodă care a dat rezultate deosebit de satisfăcătoare.

De asemenea, în cadrul sectorului mineralelor nemetalifere, unul dintre sectoarele cu mari perspective de dezvoltare în țara noastră, se pune problema unei cît mai raționale valorificări a însemnatelor bogății de care dispunem. Pe lîngă modernizarea instalațiilor de preparare existente, se impune și construirea de noi unități, care să fie bazate pe importantele progrese realizate în această direcție în alte țări.

Este de remarcat, între altele, tendința de aplicare intensă și în acest domeniu a metodelor de concentrare gravimetrice, în special a metodei cu suspensii grele.

Apar deci clar perspectivele numeroase de aplicare a metodei cu suspensii grele la prepararea unor minereuri din țara noastră. Pentru determinarea posibilității aplicării acestui procedeu sînt însă necesare încercări în fiecare caz.

În cele ce urmează, pe baza studiilor executate pînă în prezent, vom arăta care sînt posibilitățile și perspectivele ce le oferă aplicarea

metodei de separare în suspensii grele, la prepararea minereurilor din țara noastră.

★

Cercetările efectuate au urmărit determinarea rezultatelor care se pot obține prin aplicarea acestei metode, atît la preconcentrarea unor minereuri de sulfuri complexe, cît și la concentrarea unor minereuri de Fe sau Mn din țara noastră.

In ce privește posibilitatea preconcentrării unor minereuri complexe, cercetările au dus la obținerea de rezultate foarte interesante.

Vom prezenta mai întîi rezultatele obținute în urma unor încercări preliminare cu minereu de sulfuri complexe de la Capnic.

Un studiu calcografic informativ asupra acestui minereu a pus în evidență următoarele caracteristici principale:

Mineralizația este constituită din: blendă, galenă, calcopirită, pirită, marcasită, tetraedrit, oligist, în asociație cu o gangă formată din: cuarț, calcit și rodocrozit. Mineralele metalice sînt legate, în general, de ganga de cuarț și numai întîmplător de calcit sau rodocrozit.

Blenda și galena se prezintă în general în cuiburi (70% > 5 mm) și subordonat formează impregnații fine (izolate sau în asociație) în ganga de cuarț. Calcopirita prezintă asociații mai puțin frecvente, cu pirita și galena, în general fiind inclusă în cuarț. Pirita este răspîndită omogen, atît în porțiunile în care apar și celelalte minerale metalice, cît și în fragmentele de rocă. In principal, ganga este reprezentată prin cuarț și, subordonat, prin calcit și rodocrozit. Asociația dintre mineralele metalice este mai strînsă decît între acestea și gangă.

In ipoteza unei preconcentrări, se poate afirma că la o sfărîmare grobă, majoritatea blendei și galenei (circa 75%) formînd cuiburi bine dezvoltate, se va putea libera de gangă.

Actualmente, valorificarea minereului de sulfuri complexe de la Capnic se face prin flotație diferențială totală a minereului. Rezultatele care se obțin în urma flotației sînt indicate în tabela 1, cuprinzînd indicii tehnologici calitativi medii de funcționare ai instalației de flotație Capnic.

Pentru a stabili densitatea optimă de separare, am executat, în prealabil, o serie de analize densimetrice în lichide grele. Lichidele folosite au fost soluții de eutectic de iodură de mercur și iodură de potasiu în apă, cu greutatea specifică maximă de 3,05 g/cm³.

Pentru determinarea dimensiunii la care va trebui făcută sfărîmarea minereului, pentru a obține rezultatele optime la separare (dimensiune care este dependentă de gradul de desfacere a speciilor minerale de separat), s-au efectuat analize densimetrice cu trei probe de minereu sfărîmate la 28 mm, 22 mm și 17 mm.

Dimensiunea minimă a materialului din toate cele trei probe a fost de 3 mm. Alegerea acestei dimensiuni a fost determinată de faptul că în instalațiile industriale de separare în suspensii grele nu se prelucrează în mod obișnuit minereu sub 3 mm, în mod excepțional numai, se poate coborî pînă la cel mult 0,5 mm. Aceasta deoarece materialul sub 3 mm se tratează greu, pe de o parte din cauza vitezelor mici de cădere, pe de altă parte pentru că materialul prea fin rămîne în suspensie, stricînd calitățile mediului.

De asemenea, în vederea stabilirii densității optime de separare, am pornit de la ideea de bază că prin această operație de preconcentrare, se urmărește a se obține o cantitate cît mai mare de steril cît mai sărac, care să fie eliminată din circuit la această dimensiune mai grobă, extracția de metal corespunzătoare trebuind să fie cît mai aproape de cea maximă, care se poate realiza.

In acest sens, la baza aprecierilor noastre au stat următorii indici: extracția în greutatea și conținuturile de metal ale produsului ușor (sterilul) precum și extracțiile de metal corespunzătoare din produsul greu (concentrat).

Rezultatele obținute la analizele densimetrice au pus în evidență faptul că o separare densimetrică a clasei 28—3 mm din minereul sfărîmat la 28 mm nu este posibilă, în condiții avantajoase, la nici o densitate, aceasta în principal, pentru că pierderile de metale în steril sînt ridicate, chiar în cazul unei separări, la cea mai mică densitate. In ceea ce privește rezultatele analizelor densimetrice ale claselor 22—3 și 17—3 mm, din minereul sfărîmat la 22 și respectiv 17 mm pe baza acestor rezultate s-au construit diagramele din fig. 1 și 2. Diagramele indică posibilitatea unei separări densimetrice, în condiții avantajoase, la densitatea 2,8 pentru ambele cazuri.

Tabela 1

Produse	Conținut de metal				Extr. de metal %			
	Pb	Zn	Cu	S	Pb	Zn	Cu	S
Minereu brut	2,3—2,6	2,9—3,3	0,3—0,45	8,1—10,0				
Concentrat plumbos . .	49—53	6,0—7,0	6,95—7,5	20—23	80—87		63—78	
Concentrat zincos . . .	1,5—2,8	48—50	0,9—1,1	31—35		63—70		
Concentrat piritos . . .	2—3,5	4,5—8	0,5—0,9	40—48				15—30
Steril	0,15—0,2	0,45—0,6	0,04—0,08	4,2—5,4				

Pe această bază, pentru a stabili rezultatele ce se pot obține în condiții cît mai apropiate de cele industriale, am executat încercări de separare în suspensie grea cu densitatea 2,8, atît cu clasa 23—3 mm din minereul sfărîmat la 23 mm, cît și cu clasa 17—3 mm din minereul sfărîmat la 17 mm. Suspensia grea folo-

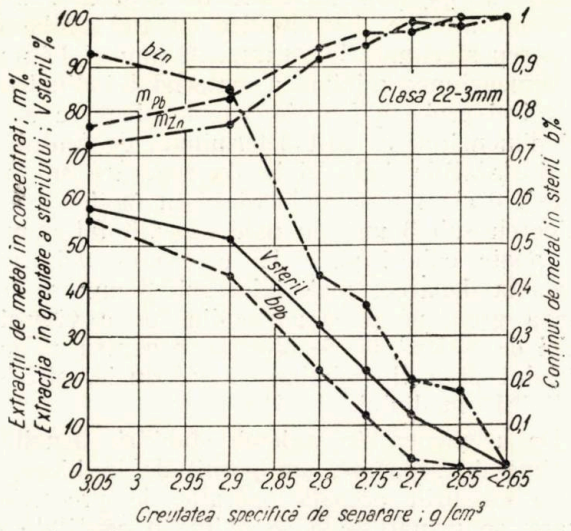


Fig. 1. Diagramă privind rezultatele analizelor densimetrice ale clasei 22—3 mm.

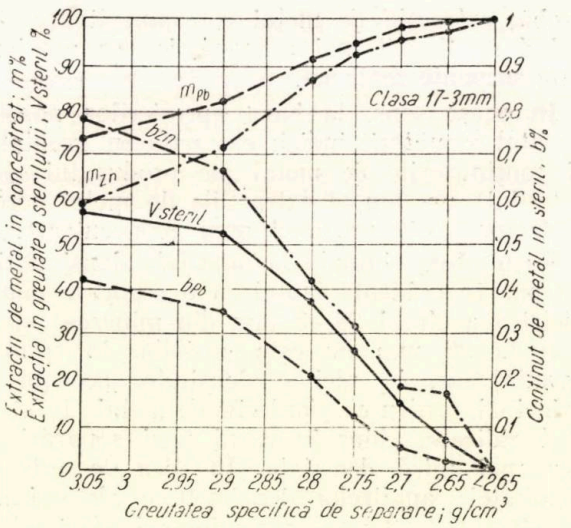


Fig. 2. Diagramă privind rezultatele analizelor densimetrice ale clasei 17—3 mm.

sită, am realizat-o întrebuințînd ca material de îngreunare concentrat de galenă — Capnic (granulometria optimă determinată fiind 79% $<40\mu$).

Încercările au fost executate într-un con de tablă cu o capacitate de 2,5 l, prevăzut cu un agitator manual.

Pe baza rezultatelor obținute la aceste încercări, am alcătuit schemele din fig. 3 și 4. Examinînd aceste scheme, se poate trage concluzia că prin separarea în suspensie de galenă cu greutate specifică 2,8 g/cm³, a clasei > 3 mm din minereul sfărîmat între 17—22 mm, se elimină din circuit o cantitate de steril, ce reprezintă între 33—36% din minereul brut, pierderile de metale fiind de circa 3% pentru Pb și circa 5% pentru Zn.

Deoarece, industrial, preconcentratul obținut la separarea densimetrică, împreună cu materialul < 3 mm, urmează a fi prelucrat în continuare prin flotație, am considerat că este necesar să executăm unele încercări informative de flotație cu acest produs îmbogățit, urmărind

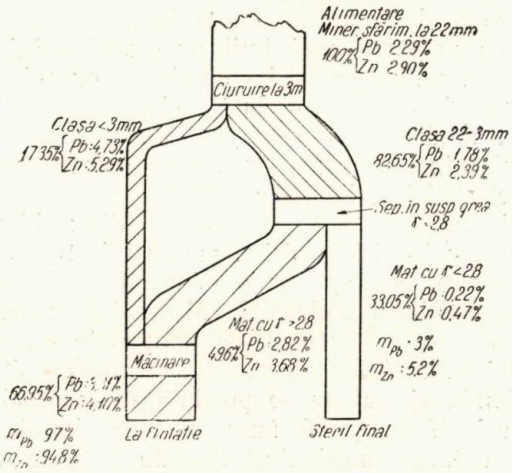


Fig. 3. Separarea clasei 22—3 mm în suspensie de galenă cu γ = 2,8 g/cm³

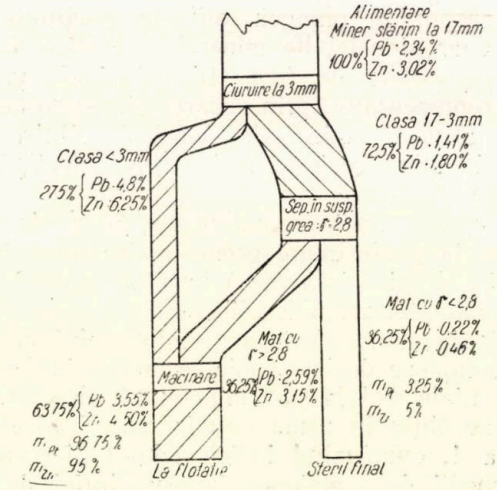


Fig. 4. Separarea clasei 17—3 mm în suspensie de galenă cu γ =2,8 g/cm³

numai posibilitatea de a obține cel puțin rezultate care să se încadreze, în special, în ceea ce privește pierderile de metale în steril, între limitele celor obținute actualmente în uzină, prin flotația totală a minereului brut.

În acest sens, am executat o încercare de flotație diferențială urmată de reflotarea concentratelor de galenă și de blendă, cu material constituit din amestec în proporțiile respective, între produsul cu greutate specifică > 2,8 g/cm³, obținut la separarea densimetrică

a clasei 17—3 mm şi produsul < 3 mm din minereul sfărîmat la 17 mm.

S-a căutat ca condiţiile de lucru în care s-a executat această încercare să fie din punct de vedere al măcinării şi diluţiei cît mai apropiate de acelea în care se face actualmente, în uzină, flotaţia minereului brut.

In ce priveşte consumul de reactivi, fiind vorba de un produs ceva mai bogat în metale utile decît acela care se prelucrează actualmente în uzină, am folosit, pe cît posibil, aceiaşi reactivi, consumul fiind însă majorat cu circa 20% faţă de cel din uzină.*)

In baza rezultatelor obţinute la această încercare şi pentru a avea o imagine cît mai clară a rezultatelor finale care se pot obţine prin aplicarea metodei combinate de preparare — adică separare în suspensii grele şi flotaţie — am alcătuit schema din fig. 5*b* şi pentru comparaţie pe cea din fig. 5*a*.

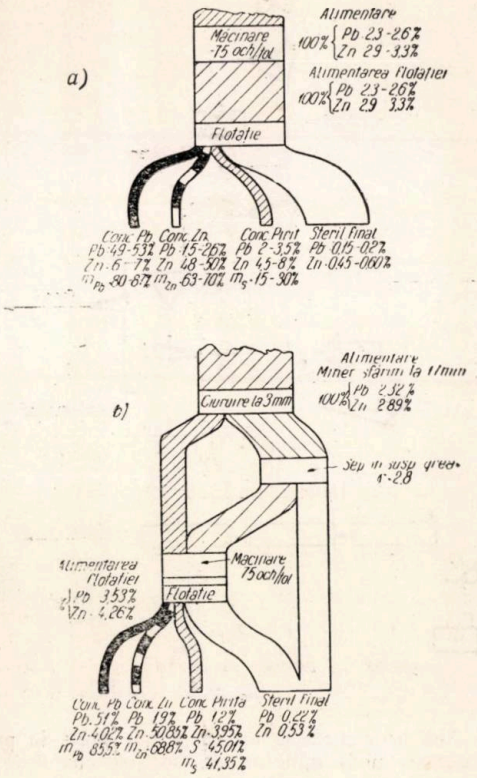


Fig. 5.
a — flotaţie diferenţială totală a minereului brut (Capnic);
b — metoda de preparare combinată: separare în suspensii grele + flotaţie (Capnic).

Cercetînd aceste scheme, se observă că în ceea ce priveşte rezultatele finale care se obţin pe de o parte prin flotaţia diferenţială totală a minereului brut, iar pe de altă parte, prin metoda combinată, ele sînt în mod sensibil apropiate. In plus însă, prin aplicarea metodei combinate, rezultă o serie de avantaje substanţiale privind cu deosebire aspectul economic al problemei. Astfel, în cadrul metodei combinate, se supune operaţiilor de măcinare şi flotaţie numai circa 64% din minereul brut, ceea ce reprezintă în primul rînd o reducere a cheltuielilor de măcinare şi concentrare propriu-zisă cu circa 36%. Acest fapt are ca urmare o reducere importantă a preţului de cost al preparării. Pe de altă parte, prin aplicarea acestei metode se creează:

— posibilitatea măririi capacităţii instalaţiei de flotaţie;

— posibilitatea obţinerii unei anumite cantităţi de steril grob ce va putea fi folosit ca rambleu în mină sau ca piatră de pavaj;

— posibilitatea prelucrării în condiţii mai avantajoase şi a părţilor cu minereu mai sărac din zăcămînt.

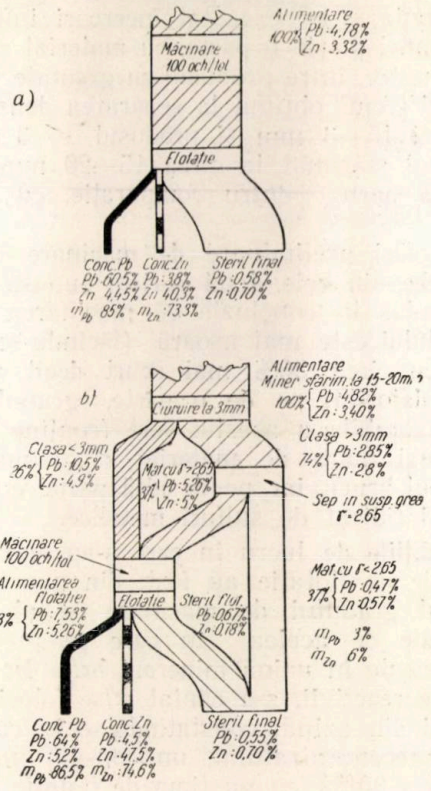


Fig. 6.
a — flotaţie diferenţială totală a minereului brut (Ruşchiţa);
b — metoda de preparare combinată: separare în suspensii grele + flotaţie (Ruşchiţa).

Urmărindu-se determinarea posibilităţilor de obţinere a unor indici tehnico-economici superiori la prepararea minereului de Pb—Zn de la Ruşchiţa, într-un studiu executat în cadrul secţiei de preparare a Centrului de Cercetări Metalurgice al Academiei R.P.R. de către un colectiv condus de tov. prof. Gh. Vanci, s-a scos în evidenţă faptul că acest minereu, datorită caracteristicilor sale mineralogice, se pretează la o preconcentrare în suspensii grele, în condiţii foarte avantajoase.

*) Este vorba de consumul de reactivi pe tona de produs supus flotaţiei.

Astfel, analize densimetrice făcute cu probe din acest minereu sfărîmat la diferite dimensiuni au indicat ca optimă o separare densimetrică la greutatea specifică cuprinsă între 2,65—2,7 g/cm³ a materialului > 3 mm din minereul sfărîmat între 15—20 mm.

Respectînd aceste indicații, s-au executat încercări de separare în suspensie grea, realizată folosind ca material de îngreunare concentrat de galenă Ruschița (granulometria optimă determinată fiind: 75,6% < 40 μ) Incercările au arătat că prin această preconcentrare se elimină din circuit o cantitate de steril, care reprezintă circa 37% din minereul brut, pierderile în metale fiind de circa 3% pentru Pb și circa 5% pentru Zn.

Pentru a avea o imagine cît mai clară a rezultatelor finale care se pot obține prin conjugarea metodei de separare în suspensii grele cu flotația, s-au executat încercări informative de flotație, pe de o parte, cu material constituit din amestec, între produsul cu greutate specifică > 2,65 g/cm³ obținut la separarea densimetrică a clasei 15—3 mm și produsul < 3 mm din minereul sfărîmat la circa 15—20 mm, iar pe de altă parte, pentru comparație, cu minereu brut.

Încercări preliminare de măcinare efectuate cu probe din cele două sorturi supuse flotației au condus la concluzia că măcinarea preconcentratului este mai ușoară (făcîndu-se într-un timp cu circa 30% mai scurt decît minereul brut) datorită, pe de o parte, granulometriei mai favorabile a acestui sort (conține un procent mai mare de material < 3 mm, decît minereul brut), iar pe de altă parte, conținutului mai ridicat de sulfuri metalice.

Condițiile de lucru în care s-au executat încercările de flotație au fost, din punct de vedere al gradului de măcinare și al diluției, apropiate de acelea în care se prelucrează actualmente în uzină minereul brut. In ceea ce privește reactivii, s-a căutat a se folosi aceiași reactivi din uzină, constatîndu-se în cazul flotației preconcentratului, un consum mai mare (cu circa 30%) cu un timp de flotație, de asemenea, mai mare (cu circa 30%) decît în cazul flotării minereului brut.

Pe baza rezultatelor obținute la aceste încercări, s-au alcătuit schemele din fig. 6 din care se constată că rezultatele finale nu sînt sensibil diferite, cu observarea unui ușor avantaj, în cazul cînd minereul este în prealabil preconcentrat.*) Avantajul real al acestei din urmă soluții rezultă însă sub raportul economic, întrucît se supune operației de măcinare și flotație numai 63% din materialul inițial, ceea ce are drept consecință reducerea cheltuielilor de măcinare și flotație, precum și a investițiilor legate de aceste operații.

Prin efectuarea unui calcul economic, s-a arătat că aplicarea metodei combinate (preconcentrarea în suspensii grele + flotație) la prepararea minereului Ruschița, conduce la următoarele avantaje:

Reducerea cheltuielilor de măcinare. Măcinarea preconcentratului făcîndu-se într-un timp cu circa 30% mai scurt decît minereul brut, rezultă, raportat la acest din urmă caz, o reducere a consumului de energie și material de uzură de ordinul a 56%, ceea ce înseamnă o reducere la jumătate a utilajului necesar măcinării și la circa două treimi a utilajului de clasare.

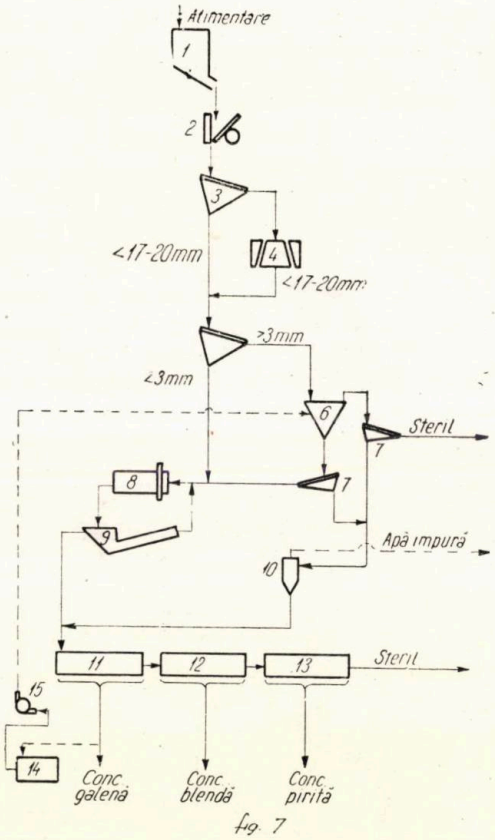


Fig. 7. Aplicarea metodei cu suspensii grele la preconcentrarea unui minereu de sulfuri complexe:
1 — siloz; *2* — concasor cu fălci; *3* — ciur vibrant; *4* — concasor Symons; *5* — ciur vibrant; *6* — separator cu mediu dens; *7* — ciururi de spălare; *8* — moară cu bile; *9* — clasor mecanic; *10* — hidrociclon; *11* — flotația galenei; *12* — flotația blendei; *13* — flotația piritei; *14* — pregătirea mediului; *15* — pompă pentru mediu.

Reducerea cheltuielilor de flotație. Deși timpul de flotație și consumul de reactivi pe tona de material supus flotației cresc cu circa 30% față de cazul flotării minereului brut, rezultă, raportat la acest din urmă caz, o redu-

*) De remarcat că extracțiile obținute sînt mai mici decît cele tehnologice realizate în instalația industrială; aceasta deoarece încercările executate avînd numai un caracter informativ, au fost reduse ca număr, fapt care nu a permis determinarea condițiilor tehnologice optime pentru obținerea de rezultate superioare.

cere a consumului de reactivi şi de energie, precum şi a numărului de celule de flotaţie cu circa 20%. Traducînd în lei, conform calculului efectuat, va rezulta în final:

— o economie la investiţii de ordinul a 800 000 lei şi

— o reducere a preţului de cost cu circa 10 lei/t, respectiv o economie anuală de circa 1 000 000 lei.

Pentru edificare, în fig. 7 indicăm schematic posibilitatea aplicării metodei cu suspensii grele la preconcentrarea unui minereu de sulfuri complexe (am considerat cazul minereului de la Capnic).

In acest caz, materialul de îngreunare cel mai indicat pentru realizarea suspensiei grele este chiar concentratul de galenă ce se obţine în instalaţia de flotaţie Capnic; în felul acesta, se rezolvă în condiţii optime atît problema obţinerii şi transportului substanţei de îngreunare, cît şi, după cum se vede din figură, şi aceea a recuperării ei.

★

In ceea ce priveşte determinarea posibilităţilor de aplicare a metodei de separare în suspensii grele la concentrarea unor minereuri de fier sau de mangan din ţara noastră, încercările executate în acest sens în cadrul I.C.E.M.I.N. au dus la obţinerea de rezultate interesante.

Astfel, studiindu-se prepararea minereurilor sărace de mangan din Bucovina, s-a ajuns la următoarele concluzii:

— ţinînd seamă de caracteristicile zăcămîntului şi de compoziţia chimico-mineralogică a minereurilor, se poate vorbi despre existenţa unor zăcăminte separate de oxizi sau de carbonaţi de mangan. De asemenea, în regiunea Vatra Dornei — Iacobeni, există un stoc apreciabil de halde vechi, rezultate în urma exploatării selective a minereurilor de calitate superioară, care excludea porţiunile mai sărace ce erau aruncate la haldă.

Zăcămîntul se prezintă astfel, încît exploatarea sau extragerea separată a acestor sorturi se poate face cu uşurinţă. Pe această bază, lucrările de cercetare au fost efectuate în mod separat cu cele trei sorturi distincte de minereu.

— în vederea găsirii unei soluţii optime, privind valorificarea raţională a acestor minereuri, încercările au fost conduse într-un cîmp larg de metode de preparare, între care a figurat, pe primul plan, metoda de separare în suspensii grele;

— privitor la minereul sub formă de oxizi, o analiză densimetrică a minereului sfărîmat la 15 mm a indicat posibilităţi avantajoase de separare în suspensii grele, la o densitate de 2,74—2,8 g/cm³.

Incercările de separare în suspensii grele (folosind ca material de îngreunare galena), efectuate cu clasa 3—15 mm din minereul sfărîmat la 15 mm, conform indicaţiilor date de analiza densimetrică, au condus la obţinerea de rezultate bune. Acestea sînt date în tabela 2.

Tabela 2

Dimensiunea mater. mm	Greutatea clasei %	Greutatea specifică g/cm³	Produse	Extr. în greutate %	Conţinuturi %			Extr. în Mn %
					Mn	Fe	SiO_2	
3—15	64—67	> 2,75	Concentrat	56—60	34—35	15—17	13—15	76—78
		< 2,75	Steril	44—40	14—12	10—11	54—55	24—22
			Alim.	100	22—24	14—15	24—32	100

Tabela 3

Dimensiunea mater. mm	Greutatea clasei %	Greutatea specifică g/cm³	Produse	Extr. în greutate %	Conţinuturi %			Extr. în Mn %
					Mn	Fe	SiO_2	
3—20	65—70	> 2,78	Concentrat	36	30—31	16—18	20—22	76—78
		< 2,78	Steril	64	4—5	8—9	74—78	24—22
			Aliment.	100	13—15	10—15	40—50	100

Se vede astfel că din minereul brut de oxizi cu 22—24% Mn, 14—15% Fe şi 24—32% SiO_2, sfărîmat la 15 mm, se poate obţine, prin separarea clasei 15—3 mm la densitatea 2,75 g/cm³, un concentrat cu 34—35% Mn, 15—17% Fe şi

13—15% SiO_2. Acest concentrat reprezintă în greutate 56—60% din minereul brut supus separării, extracţia în Mn fiind de 76—78%.

În ceea ce priveşte minereul de haldă, analiza densimetrică a minereului sfărîmat la 15—20 mm, indică posibilitatea unei separări densimetrice în condiţii avantajoase, la densitatea 2,75—2,8 g/cm^3, fapt ce a fost confirmat de rezultatele obţinute în cadrul încercărilor de separare în suspensii grele. Rezultatele acestor încercări se văd în tabela 3. (Materialul de îngreunare folosit pentru realizarea suspensiei a fost concentratul de galenă de la flotaţia Ruşchiţa).

Rezultă că prin separarea la densitatea 2,78 g/cm^3 a clasei 20—3 mm din minereul de haldă sfărîmat la 20 mm, cu un conţinut de 13—15% Mn, 10—15% Fe şi 40—50% SiO_2, se obţine un concentrat cu 30—31% Mn, 16—18% Fe şi 20—22% SiO_2, ce reprezintă în greutate 65—70% din minereul supus separării, extracţia în Mn fiind de 76—78%.

In cazul minereului sub formă de carbonaţi, analiza densimetrică a materialului sfărîmat la 15—20 mm arată că cea mai mare parte (peste 75%) are o densitate mai mare de 3,15 g/cm^3. Rezultatele acestei analize densimetrice se pot vedea în tabela 4.

considerăm că prin aplicarea acestui procedeu, folosind suspensie grea cu densitatea de 3,3—3,4 g/cm^3 se vor obţine rezultate avantajoase şi în cazul separării minereului de mangan sub formă de carbonaţi.

În urma studierii în cadrul I.C.E.M.I.N. a posibilităţii aplicării acestei metode la minereul de fier de la Teliuc, s-au obţinut rezultate care merită a fi luate în considerare.

Minereul de la Teliuc este constituit din siderită asociată cu ankerit, calcită şi cuarţ.

Dintr-un studiu mineralogic sumar privitor la asociaţiile minerale rezultă că ordinul de mărime al grăunţilor este mai mare decît 1 mm.

În prezent, făcîndu-se o exploatare selectivă, se obţine un minereu cu un conţinut de circa 30% Fe, care după o prealabilă prăjire, alimentează furnalul înalt.

Printr-o exploatare în masă a minereului, incluzîndu-se şi părţile mai sărace, s-ar mări foarte mult rezervele, dar minereul exploatat ar avea un conţinut de circa 20—22% Fe, ceea ce ar necesita intervenţia preparării.

Încercări informative de concentrare în suspensii grele, cu un asemenea minereu, au fost executate încă din anul 1952, în laboratorul de preparare al Institutului de Mine.

Tabela 4

Dimens. mater. mm	Greut. clas. %	Fracţiunea densimetrică	Extract în greutate %		Conţinuturi %			Indici cumulaţi privind Mn %	
			Parţială	Cumulată	Mn	Fe	SiO_2	Conţinut	Extr. în metal
1—20	96,25	> 3,16	84,70	84,70	31,70	8,33	19,68	31,70	95,80
		3,16—3,0	2,66	87,36	25,00	7,17	34,47	31,40	97,50
		3,0 —2,94	4,07	91,43	18,55	6,34	38,51	30,90	97,00
		2,94—2,84	2,35	93.78	12,05	8,20	54,21	29,60	98,70
		< 2,84	6,22	100,00	5,03	4,20	78,79	28,06	100,00
Total			100,00	—	28,06	7,95	27,59	—	—

Urmează că separarea în suspensii grele necesită o greutate specifică mare a suspensiei (> 3,15). Datorită dificultăţilor legate de obţinerea unei asemenea suspensii, s-a renunţat la alternativa de a propune acest procedeu, pentru concentrarea minereului sub formă de carbonaţi.

Actualmente însă, în străinătate nu mai este o problemă obţinerea de suspensii grele cu o greutate specifică ridicată, chiar pînă la 3,8—3,9 g/cm^3 (folosindu-se ferosiliciu pulverizat). Pe de altă parte, prin aplicarea zeţajului, s-au obţinut rezultate mulţumitoare în cazul minereului, sub formă de carbonaţi. Cum însă metoda cu suspensii grele, conform datelor obţinute pînă în prezent în practică, se poate substitui avantajos unor metode de concentrare gravimetrice şi în special zeţajului,

În prealabil, s-a făcut o analiză densimetrică a materialului sfărîmat la 50 mm, ale cărei rezultate se dau în tabela 5.

O încercare de separare în suspensie de galenă cu densitatea 3,2 g/cm^3 a clasei 50—2 mm, din minereul concasat la 50 mm, a dus la obţinerea unui concentrat ce reprezintă circa 49% din minereul iniţial, cu 30,63% fier, extracţia în fier fiind de 69,11%. Încercări mai recente au arătat de asemenea că, supunînd acest minereu la concentrare în suspensii grele, se pot obţine concentrate de calitate foarte apropiată aceleia a actualului minereu, care se valorifică.

Astfel, prin separarea în suspensie cu densitatea 2,92 a clasei > 3 mm din minereul sfărîmat la 40 mm, avînd un conţinut de circa 22% Fe şi 16% SiO_2, s-a obţinut un concen-

trat cu 28—30% Fe şi 10% SiO_2, extracţia în greutate fiind de circa 75%, iar extracţia în Fe, de circa 90%.

Aceste rezultate ne indică posibilitatea aplicării în condiţii destul de avantajoase a metodei cu suspensii grele, în vederea unei preconcentrări a minereului de fier de la Teliuc, urmînd ca preconcentratul obţinut să fie prelucrat în continuare, printr-una dintre metodele obişnuite în cazul minereului de Fe.

In fig. 8 este prezentată schema unei instalaţii de concentrare în suspensii grele, folosind ca material de îngreunare ferosiliciu, acesta

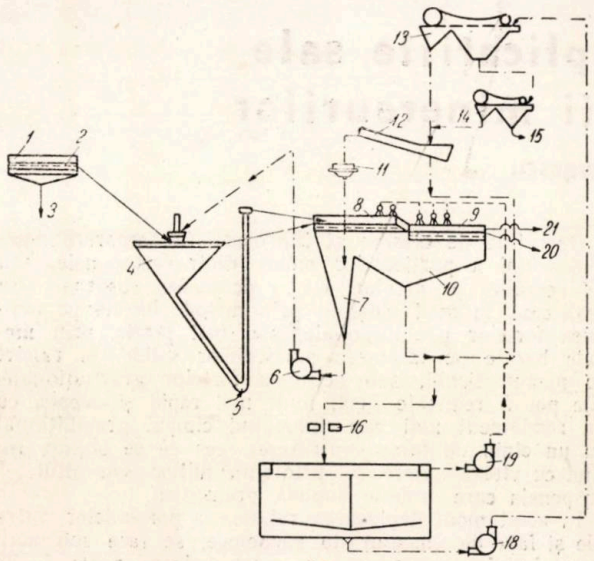


Fig. 8. Schema unei instalaţii de concentrare în suspensii grele, folosind ca material de îngreunare ferosiliciu :

1 — alimentare; *2* — ciur; *3* — trecerea ciurului; *4* — con de separare; *5* — aer; *6* — pompă de recirculaţie a mediului; *7* — rezervor pentru mediu; *8* — ciur de drenare; *9* — ciur de spălare; *10* — rezervor de apă de spălare; *11* — bobină de demagnetizare; *12* — clasor spiral folosit ca regulator al greutăţii specifice a mediului; *13* — separator magnetic primar; *14* — separator magnetic secundar; *15* — material fin nemagnetic; *16* — bobină de magnetizare; *17* — îngroşător; *18* — pompă de evacuare; *19* — pompă de recirculaţie a apei; *20* — fracţiune finală grea; *21* — fracţiune finală uşoară.

fiind, de altfel, cel mai indicat în cazul prelucrării minereurilor de fier sau mangan (folosirea galenei nu este recomandabilă, pentru că, pe de o parte, duce la impurificarea minereului cu sulf, iar pe de altă parte, recuperarea ei este în aceste cazuri dificilă, deoarece, neputîndu-se face decît prin flotaţie, necesită instalaţii speciale).

★

In concluzie, pentru ţara noastră, metoda de separare în suspensii grele este foarte interesantă prin avantajele pe care le prezintă. Posibilităţile de aplicare a acestei metode trebuie urmărite, atît pentru minereuri, care nu se prepară încă, cît şi pentru minereurile care sînt astăzi prelucrate prin alte metode.

Tabela 5

Clasa	Fracţiunea densimetrică	Extracţia în greutate %		Conţinutul %		Extracţia în Fe cumulată %
		Parţială	Cumulată	Parţial	Cumulat	
50—2	< 3,2	48,37	48,37	31,12	31,12	71,65
	3,2—3,1	4,53	52,90	22,11	30,35	76,39
	3,1—3,0	5,61	58,51	19,30	29,29	81,54
	3,0—2,9	16,23	74,74	12,80	25,71	91,42
	2,9—2,8	9,41	84,15	8,36	23,78	95,16
	< 2,8	15,84	100,00	6,41	21,01	100,00

Astfel, se va putea studia posibilitatea înlocuirii alegerii manuale, acolo unde se aplică astăzi. De asemenea, este indicată posibilitatea reducerii tonajelor tratate astăzi în multe uzine de flotaţie, prin eliminarea unei părţi din steril la dimensiuni relativ mari, aplicînd metoda cu suspensii grele. In acest caz, trebuie să menţionăm faptul că atunci cînd preconcentratul va fi prelucrat în continuare prin flotaţie, este absolut necesar a se asigura — prin încercări sistematice — că sterilele de la flotaţia acestui produs îmbogăţit nu vor avea un conţinut net superior aceluia al sterilelor provenite de la prelucrarea minereului brut. In anumite cazuri, este nevoie a se modifica în mod sensibil circuitul iniţial de flotaţie. Este deci indispensabil a proceda la încercări minuţioase, pentru a şti dacă, în asemenea cazuri, separarea în suspensii grele este susceptibilă sau nu de a ameliora vechile condiţii de prelucrare.

In cazul minereurilor noi, paralel cu alte procedee, urmează să se încerce şi aplicarea acestei metode, mai ales acolo unde asociaţiile nu sînt strînse, fie pentru obţinerea directă de concentrate finale, fie numai pentru eliminarea unei părţi din sterile.

Considerăm necesar a menţiona faptul că numai cercetările de laborator nu sînt suficiente pentru a pune în evidenţă posibilitatea aplicării metodei cu suspensii grele, într-un caz sau altul. Aceasta pentru că este vorba de încercări cu material destul de grob, ceea ce înseamnă că nu se pot obţine rezultate valabile fără a opera pe cantităţi importante de minereu brut, fapt care face destul de dificilă

executarea cercetărilor de laborator. Soluția este ca — înainte de aplicarea industrială a acestei metode — pentru verificarea rezultatelor obținute în laborator și stabilirea indicilor de funcționare a instalației de separare în suspensii grele, să fie executate încercări în instalație pilot.

Un dezavantaj al procedeului static de separare în suspensii grele este acela că nu poate prelucra în mod economic decît minereuri cu dimensiunea minimă de 5—3 mm. Acest dezavantaj va putea fi însă înlăturat, prin însușirea procedeului aplicat în străinătate, unde s-a pus la punct posibilitatea prelucrării și a materialului sub 5—3 mm, în cicloane cu medii dense.

Asemenea aparate prezintă două avantaje importante: primul, de a putea trata minereuri de dimensiuni mici — al doilea, de a putea lucra cu medii de densitate mai puțin ridicată decît se cere pentru o aceeași separare în aparatele statice. Asupra primului punct, menționăm că utilizarea cicloanelor cu medii dense permite a se coborî pînă la dimensiuni de 1 mm și chiar 0,5 mm, aproape deci de limita de utilizare a flotației, prin aceasta acoperindu-se deci și intervalul de mărimi care separă posibilitățile de aplicare a aparatelor statice cu suspensii grele de acelea ale aparatelor de flotație. Asupra celui de al doilea punct trebuie arătat că, utilizînd un ciclon cu mediu de densitate între 2 și 2,2 g/cm³, se va putea face o separare la o densitate între 2,6 și 2,8 g/cm³. Este de menționat, de asemenea, că cicloanele cu medii dense pot fi utilizate tot atît de bine în laboratoare, cît și în instalațiile industriale.

Rămîne ca încercări în această direcție să fie întreprinse și în țara noastră pentru a se pune în evidență frumoasele posibilități ale acestui procedeu.

Hidrociclonul și aplicațiile sale în tehnica preparării minereurilor

Ing. Bujor Georgescu

Valorificarea economică a multora din substanțele minerale nu este posibilă, după cum se știe, decît după ce acestea suferă o serie de operații de preparare cărora le revine în procesul complex de valorificare o deosebită importanță. Importanța acestor operații este cu atît mai mare, cu cît conținuturile în substanțe utile ale materiei prime minerale scoase din mină sînt mai mici.

Rezolvarea problemelor dificile impuse preparării nu mai este posibilă prin procese tehnologice, care urmăresc scheme simple, și de multe ori nici prin metodele clasice. A trebuit să fie puse la punct procedee mai eficiente, procedee aplicabile în condițiile date de caracteristicile substanțelor exploatate (conținuturi uneori foarte reduse, concrețeri foarte intime etc.). Pentru valorificarea complexă și cît mai completă a substanțelor minerale a trebuit să se folosească scheme tehnologice adesea foarte complicate, cuprinzînd aplicarea în aceeași instalație a mai multor procedee.

Complexitatea fluxurilor tehnologice a făcut ca operațiile de clasare, îngroșare, deslamare, limpezire să intervină din ce în ce mai mult și chiar să constituie operații de a căror eficace realizare să depindă reușita întregului proces de preparare.

Dar, chiar în schemele simple, aceste operații au o mare importanță. Este suficient să dăm exemplu o schemă simplă: sfărîmare — măcinare — flotație — filtrare. Clasarea produsului măcinat de moară, cu alte cuvinte, clasarea într-un circuit moară-clasor, condiționează economia măcinării scoțînd din circuit produsul suficient de măcinat și limitînd astfel, măcinarea la minimul necesar. Îngroșarea sau deșlamarea înaintea flotației poate fi adesea necesară, înaintea filtrării fiind de multe ori obligatorie.

Operațiile de clasare și îngroșare (de separare după dimensiuni a particulelor solide dintr-o suspensie, sau de separare a fazelor care alcătuiesc suspensia se realizează în mod obișnuit prin metode bazate pe acțiunea forțelor gravitaționale, sau mai precis, prin metode bazate pe mișcarea particulelor solide, în raport cu mediul lichid, sub acțiunea forțelor gravitaționale. Ele pot fi realizate însă, mult mai rapid și adesea cu un randament mai bun, înlocuind cîmpul gravitațional cu un cîmp de forțe centrifuge, ceea ce se obține, rotind cu viteză mare — printr-un mijloc sau altul — suspensia care trebuie supusă prelucrării.

In acest mod, deplasarea relativă a particulelor, între ele și față de mediul de suspensie, se face sub acțiunea forțelor centrifuge, a căror valoare poate fi de multe zeci de ori mai mare decît a forțelor gravitaționale.

Intr-adevăr, forța care acționează asupra unei particule de masă m, în cîmpul gravitațional, este:

$$G = m \cdot g \qquad (1)$$

iar, într-un cîmp de forțe centrifuge:

$$F_c = \frac{m\, v_t^2}{r} \qquad (2)$$

în care:

m este masa particulei;
G — forța gravitațională (greutatea);
F_c — forța centrifugă;
g — accelerația gravitației;
v_t — viteza periferică;
r — raza de rotație.

Ţinînd seama de legătura dintre v_t şi numărul N de rotaţii pe secundă, raportul dintre F_c şi G poate fi pus sub forma :

$$X = \frac{F_c}{G} = \frac{v_t^2}{r \cdot g}$$

sau (3)

$$X = \frac{4\pi^2}{G} r \cdot N^2.$$

Se vede că pentru raze de ordinul a 10 cm şi număr de rotaţie de 15—20 rot/s, forţa centrifugă este de peste 100 de ori mai mare ca forţa gravitaţională.

Considerînd particule cu dimensiuni mici, din domeniul de aplicare al legii lui Stokes, viteza limită de deplasare a particulelor sub acţiunea forţei centrifuge creşte în acelaşi raport, adică aceeaşi deplasare se petrece într-un timp de sute de ori mai scurt decît în cazul forţelor gravitaţionale.

Este uşor de înţeles din cele expuse anterior, că folosirea unor aparate de clasare, îngroşare etc. bazate pe acţiunea forţelor centrifuge, poate duce nu numai la rezultate mai bune din punct de vedere tehnologic, dar şi la îmbunătăţirea indicilor economici, prin reducerea timpului necesar prelucrării şi a volumului aparaturii (ca o consecinţă a reducerii timpului de staţionare în aparate a materialului de prelucrat). Aceasta are ca urmare o reducere a costului investiţiilor necesare aparaturii şi amenajării spaţiului etc.

Operaţiile de clasare în mediu umed, îngroşare, limpezire etc., se realizează astăzi sub acţiunea forţelor centrifuge în două tipuri de aparate:

— centrifuge, care constau în principiu dintr-un tambur, care se roteşte cu viteză mare, antrenînd în mişcarea de rotaţie şi materialul de prelucrat.

— hidrocicloane, în care materialul care trebuie prelucrat se introduce tangenţial, cu viteza mare, căpătînd astfel o mişcare de rotaţie.

Centrifugele sînt aplicate în tehnica preparării (şi în multe domenii ale industriei chimice) de mai bine de 50 de ani. Din cauza construcţiei lor complicate şi a consumului mai mare de energie, în preparare, folosirea lor nu s-a extins prea mult, fiind limitată la anumite cazuri speciale.

In linii mari, hidrocicloanele prezintă avantajul faţă de centrifuge, că au o construcţie mai simplă, nu au piese în mişcare, iar exploatarea şi reglarea funcţionării se fac mai uşor.

Deşi mult mai recent apărute în tehnica preparării, folosirea hidrocicloanelor a întrecut cu mult răspîndirea centrifugelor. Mai mult, hidrociclonul este un concurent serios al aparatelor clasice de clasare şi îngroşare, pe care chiar în instalaţiile vechi le înlocuieşte din ce în ce mai mult.

Ideea realizării rotirii fluidului şi implicit, a obţinerii forţelor centrifuge, prin introducerea tangenţială a amestecului într-un vas cilindric, nu este nouă, dar aplicarea ei la lichide s-a făcut pe scară industrială pentru prima oară, abia în 1939.

Incă din secolul trecut, s-au folosit cicloanele pneumatice, ca aparate de deprăfuire, în care fluidul este aer sau un gaz oarecare (de exemplu, gaz de furnale). Cele mai vechi patente din Statele Unite datează din 1885 [1]. Cicloanele folosite erau cu totul asemănătoare acelora actuale.

Se pare că în 1944 s-a folosit la instalaţia de produse chimice din S.U.A. (Federal Chemical Co. în Tennessee) un ciclon, de tipul ciclonului pneumatic, cu diametrul de 1 200 sau 1 500 mm, pentru deşlamarea sau clarificarea unei suspensii în apă de rocă fosfatică. Datele asupra instalaţiei şi rezultatele au fost bine păstrate şi nu s-au publicat, iar ulterior nu s-a mai putut găsi nici o informaţie [1].

Primele date din literatură privind folosirea unui hidrociclon (adică a unui ciclon pentru suspensii lichide) au fost publicate de M.G. Driessen în mai 1939 (în Revue Universelle de Mines, Liège, Belgia) sub titlul „Un nou procedeu pentru spălarea cărbunilor". Articolul cuprindea descrierea folosirii hidrociclonului construit de Driessen la instalaţia de preparare din Limburg a minelor de stat olandeze, pentru îngroşarea lichidului recirculat, la prepararea cărbunilor într-o suspensie de loess.

De la această dată, hidrociclonul a fost dezvoltat sistematic şi i s-au găsit numeroase aplicaţii.

In U.R.S.S. s-au făcut încă din 1940 şi 1941 la Institutul de Mine din Dnepropetrovsk încercări reuşite de îngroşare a şlamurilor, urmate de foarte multe lucrări de cercetare şi de aplicaţii executate de institutele Mebanobr, Donugli, Combinatul Stalinugoli, etc. Astăzi, în U.R.S.S., hidrociclonul are o largă răspîndire. In domeniul teoriei s-au făcut însemnate progrese [3]. In Ungaria, prof. Tarjan de la Institutul de Mine din Sopron, a executat şi publicat numeroase lucrări în legătură cu hidrociclonul. De asemenea numeroase lucrări s-au efectuat în Polonia şi în Cehoslovacia.

Principiile constructive şi de funcţionare ale hidrociclonului

Tipul de hidrociclon (fig. 1) care a devenit clasic este alcătuit dintr-un vas de tablă cu dimensiuni mici, cilindric *1*, prelungit în partea inferioară cu o porţiune conică *2*. Intrarea suspensiei se face în porţiunea cilin-

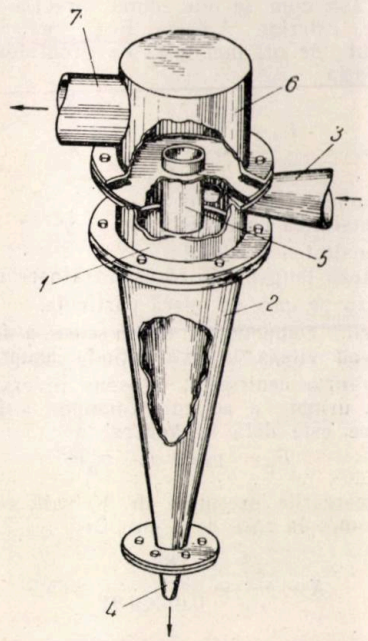


Fig. 1. Hidrociclon :

1 — porţiune cilindrică; *2* — porţiune conică; *3* — ajutaj de intrare; *4* — ajutaj pentru scurgere (apex); *5* — pîlnie pentru revărsare; *6* — cameră de evacuare; *7* — conductă de evacuare.

drică printr-un ajutaj *3*, reglabil sau nu. Produsul îngroşat sau de densitate mai mare, pe care-l vom numi „scurgere" este evacuat pe la vîrful conului printr-un orificiu *4* care în literatura de specialitate este denumit *„apex"*. Produsul diluat sau „revărsarea" este evacuat printr-o pîlnie cilindrică centrală *5*, fie în atmosferă, fie într-o conductă în care se prelungeşte pîlnia, sau, aşa cum se vede în figură, într-o cameră de evacuare *6*, pe care o părăseşte prin conducta *7*.

Scurgerea ciclonului este analoagă cu „refuzul" clasoarelor clasice, iar revărsarea cu „trecerea".

Incercările de folosire a hidrocicloanelor în condiţii foarte variate de lucru, au dus la construirea multor modele sau tipuri, mai mult sau mai puţin diferite de tipul clasic. Se construiesc astăzi cicloane cu diametre de la 400—500 mm pînă la 10—15 mm, cu conuri scurte

sau foarte lungi, sau numai cilindrice, cu reglare automată sau fără, etc.

Înainte de a descrie construcțiile principale, folosite astăzi în practică, vom schița pe scurt principiile de funcționare.

Așa cum am arătat, fluidul în care se găsesc în suspensie particule de diferite mărimi — și adesea, cu greutăți specifice diferite — este introdus tangențial în hidrociclon cu viteză suficient de mare (de ordinul a 5—15 m/s). Ca urmare a acestui fapt, lichidul se mișcă în interior sub forma unui „vîrtej dublu" întreținut de intrarea continuă a fluidului. La început, fluidul coboară, rotindu-se sub forma unui curent elicoidal descendent și se urcă apoi tot sub forma unui curent elicoidal către pîlnia de evacuare. Presiunea în interiorul fluidului scade de la periferie spre centru, în mijlocul vîrtejului, formîndu-se din cauza presiunii scăzute un miez de aer.

Considerînd un volum elementar de fluid din interiorul ciclonului, viteza cu care se mișcă poate fi considerată ca rezultînd din compunerea a trei viteze: viteza tangențială w_t, viteza radială w_r, îndreptată spre centru și viteza verticală w_v, îndreptată în anumite zone în jos și în altele în sus. O particulă solidă introdusă o dată cu lichidul în hidrociclon se va roti în jurul axului hidrociclonului cu o viteză tangențială v_t practic egală cu viteza w_t a fluidului. Datorită acestei mișcări, ea va fi acționată de o forță centrifugă F_c îndreptată, așa cum se știe, după direcția razei de la centru spre exterior. Această forță are valori, care pot fi de sute de ori mai mari ca greutatea *), și este dată de relația:

$$F_c = \frac{\pi d^3}{6} (\rho_s - \rho) \frac{v_t^2}{r} \qquad (4)$$

în care:

d este diametrul particulei;
ρ_s — densitatea particulei;
ρ — densitatea fluidului;
v_t — viteza tangențială corespunzătoare razei r;
r — raza pe care se mișcă particula.

Dar datorită componentei de mișcare a fluidului către centru, cu viteza v_r, va acționa asupra particulei solide și o forță centripetă, de sens invers forței centrifuge (ca urmare a acțiunii dinamice a fluidului), a cărei valoare este dată în general de:

$$F_p = \psi \rho d^2 (w_r - v_a)^2 \qquad (5)$$

*) La încercările executate de Kelsall s-au măsurat viteze de 8 m/s la raze de 1 cm. Deci:

$$X = \frac{v_t^2}{r g} = \frac{8^2 \sim}{0{,}01 \times 9{,}81} \cong 650$$

în care notațiile introduse în plus au semnificațiile:

ψ — coeficient de rezistență depinzînd de forma corpului și de numărul lui Reynolds.
w_r — componența radială a vitezei absolute a particulei.

In relația anterioară, paranteza $(w_r - v_a)$ dă valoarea vitezei relative a particulei față de fluid, viteză de care depinde acțiunea dinamică a fluidului.

Pentru cazurile cele mai des întîlnite în practica hidrociclonului, putem considera că sîntem în domeniul Stokes, și atunci relația (5) devine:

$$F_p = 2\pi \eta d (w_r - v_a) \qquad (6)$$

în care η este viscozitatea dinamică a fluidului din hidrociclon.

Facem aici observația că într-o primă aproximație viteza w_r la raza r este dată de

$$\frac{Q}{2\pi r \cdot h}$$

în care:

Q este debitul de fluid intrat în hidrociclon;
h — înălțimea hidrociclonului de raza r.

Sub acțiunea simultană a acestor două forțe antagoniste, grăuntele considerat, de diametru d și densitate ρ_s, se va mișca spre periferie sau spre centru, după cum $F_c > F_p$ sau $F_c < F_p$.

Întrucît F_c și F_p sînt variabile cu raza și cu diametrul, pentru o mai ușoară ilustrare și înțelegere a modului în care se poate mișca particula, sub acțiunea celor 2 forțe, vom scrie relațiile (4) și (6), făcînd unele aproximații, într-o formă mai simplă *).

$$F_c = A d^3 \frac{1}{r^{KM}} \qquad (7)$$

$$F_p = B d^2 \frac{1}{r} \qquad (8)$$

în care A și B sînt constante, iar K este un coeficient

*) Am considerat că ρ și η rămîn constante de-a lungul razei, fapt care nu este tocmai exact cînd avem de-a face cu o suspensie, care tocmai datorită deplasării selective a particulelor, unele față de altele și în raport cu fluidul, își schimbă și ρ și η de la un punct la altul. De asemenea, am considerat că v_a se poate neglija în raport cu w_a, v_a fiind realmente foarte mic în raport cu w_r mai ales, în apropierea condițiilor de echilibru (la echilibru $v_a = 0$).

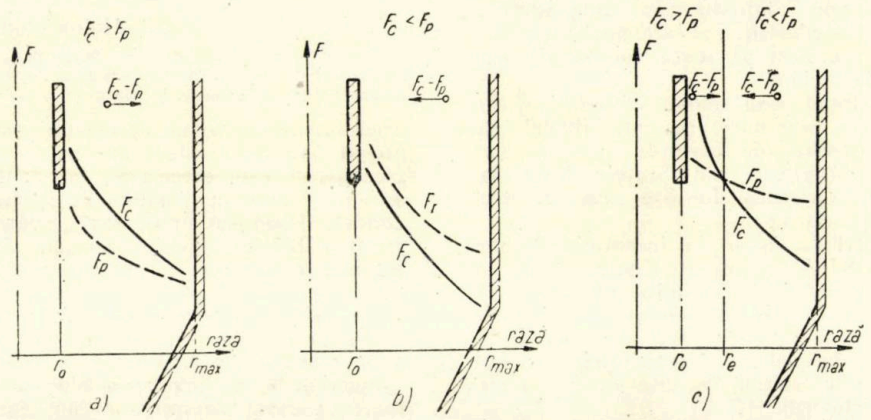


Fig. 2. Variația forțelor centripete și centrifuge în funcție de rază:
a) $r_e > r_{max}$; b) $r_e < r_{max}$; c) $r_0 < r_e < r_{max}$

>0, rezultînd din faptul că și v_t este variabilă cu rază*).

Se vede că forța centrifugă F_c crește mai repede cu scăderea razei, decît forța centripetă Fp. De asemenea, forța centrifugă crește mai repede cu diametrul particulei, decît crește forța centripetă.

Pentru un grăunte oarecare în funcție de dimensiunea d, cele două forțe se pot găsi, la valori ale razelor cuprinse între r_0 și r_{max} (raza pîlniei de suprascurgere, respectiv raza maximă a hidrociclonului) în următoarele raporturi arătate în fig. 2:

a) Pentru grăunți mai mari, $F_c > Fp$ oricare este raza considerată.

Grăuntele se va mișca spre periferie sub acțiunea unei forțe egale cu $F_c - Fp$, după care se deplasează încet, de-a lungul peretelui, spre apex și este evacuat în scurgere.

b) Pentru grăunți mici $Fp - F_c < 0$ ori care ar fi raza considerată.

Grăuntele se deplasează spre centru sub acțiunea forței $Fp - F_c$ și este evacuat în revărsare.

c) Pentru grăunți cu dimensiuni medii la raza R_e, numită rază de echilibru, $F_c = Fp$; pentru raze mai mari, $F_c > Fp$, iar pentru raze mai mici $F_c < Fp$. Teoretic, grăunții aceștia se vor deplasa către cercul de echilibru, corespunzător diametrului pe care îl au, se vor roti un timp nedefinit. În realitate, însă, grăunții pentru care raza de echilibru R_e are valori cuprinse între R_0 și R_{max} datorită unei serii întregi de fenomene, care mai intervin în ciclon (curenți turbinari, stînjenirea reciprocă a grăunților etc.), vor fi evacuați la întîmplare, fie în revărsare, fie în scurgere.

Expunerea sumară a principiului de funcționare a unui hidrociclon, ajutată de cîteva formule matematice,

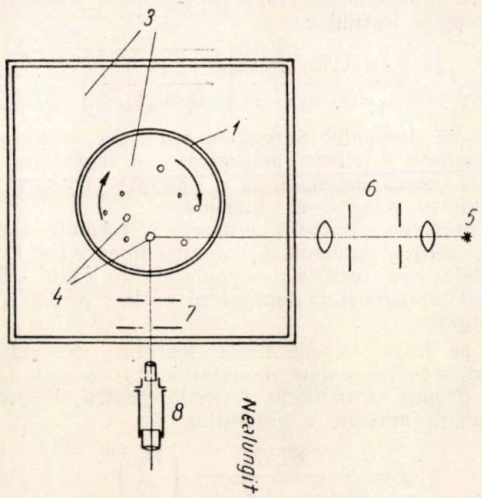


Fig. 3. Schema instalației folosite de Kelsall:
1 — hidrociclon din material transparent; *2* — cutii din material transparent; *3* — apă; *4* — fluturi de aluminiu; *5* — sursă de lumină; *6* — colimator; *7* — diafragme; *8* — microscop.

a putut să dea o imagine a modului în care decurge clasarea sau îngroșarea într-un hidrociclon.

Lucrările sînt în realitate mai complicate decît au fost schițate și pînă astăzi nu s-au putut stabili pe cale teoretică relații matematice exacte, care să țină seama de toate variabilele. Au fost totuși numeroase cercetări,

*) Variația vitezei v_t cu raza este dată de o relație de forma:

$$v_t = \frac{\text{const}}{r^K}$$

în care:

$$K > 0.$$

poate mult mai numeroase decît în alte domenii ale preparării (raportîndu-le, bine înțeles, la timpul scurt care a trecut de la nașterea hidrocicloanelor). Unele din cercetări au urmărit să lămurească modul în care are loc mișcarea în hidrociclon. Altele au căutat să stabilească, pe baza rezultatelor obținute, relații mai mult sau mai puțin empirice între parametrii principali ai hidrociclonului, cum ar fi, de pildă, dimensiunile geometrice și productivitate sau dimensiune de clasare etc.

Incercări și mai numeroase au fost efectuate pentru stabilirea directă a condițiilor de funcționare a hidrocicloanelor în cazuri concrete.

Din prima categorie de încercări, merită să fie citate printre altele încercările lui Kelsall [5] [6]. Ele au fost executate folosind un hidrociclon de 3" (75 mm) din material transparent, așezat într-o instalație specială (fig. 3).

Aceasta permitea determinarea pe cale optică, cu ajutorul unui microscop cu obiective rotitoare, a vitezelor unor fluturi de aluminiu introduși odată cu apa în hidrociclon. Măsurătorile au fost efectuate pentru diferite puncte din hidrociclon, la diferite presiuni și ra-

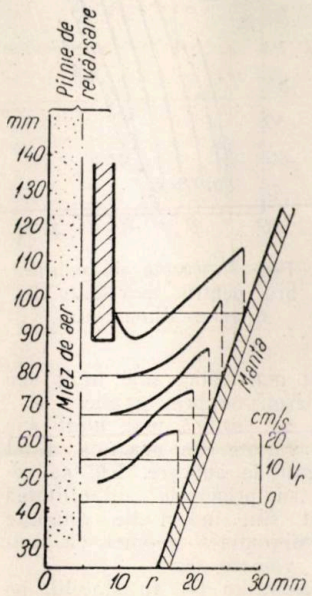


Fig. 4. Variația componentei tangențiale a vitezei în funcție de rază și nivel.

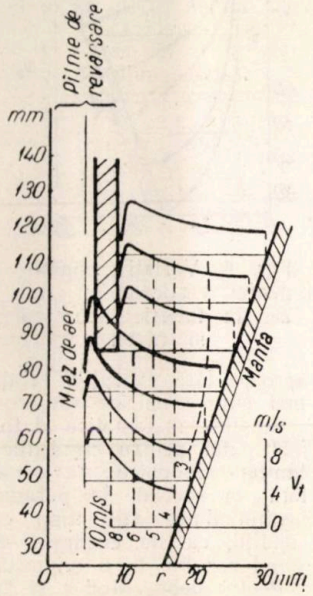


Fig. 5. Variația componentei radiale a vitezei în funcție de rază și nivel.

poarte între dimensiunile apexului și pîlniei de revărsare.

Rezultatele principale ale măsurătorilor făcute de Kelsall sînt concretizate în graficele din figurile 4, 5, 6, în care sînt arătate: variațiile componentelor tangențiale, radiale și verticale ale vitezei particulelor în funcție de rază și nivelul considerat în hidrociclon. În fig. 7 sînt arătate razele de echilibru calculate pentru diferite dimensiuni de particule.

Pe scurt, concluziile au fost:

— aspectul distribuției vitezelor nu se schimbă (la un ciclon dat) cînd crește presiunea;

— viteza tangențială (și implicit debitul) este proporțională cu rădăcina pătrată a căderii de presiune;

$$(v_t \sim \sqrt{\Delta p});$$

— în zona de sub pîlnia de evacuare, între v_t și rază, există o relație de forma $v_t \cdot r^K = \text{constant}$. Valorile determinate pentru K sînt cuprinse între 0,6—8,8, adică v_t crește cu micșorarea razei. (Deci, condițiile din hidrociclon sînt apropiate de vîrtejul ideal, pentru care, însă, $K=1$). În apropierea miezului de aer, v_t

scade brusc cu raza K devenind — 1 (cazul mişcării de rotaţie a unui solid);

— de-a lungul pereţilor hidrociclonului există un curent descendent, iar în partea centrală, un curent ascendent.

Lucrările foarte numeroase privind interdependenţa parametrilor hidrociclonului publicate în litreatură dau,

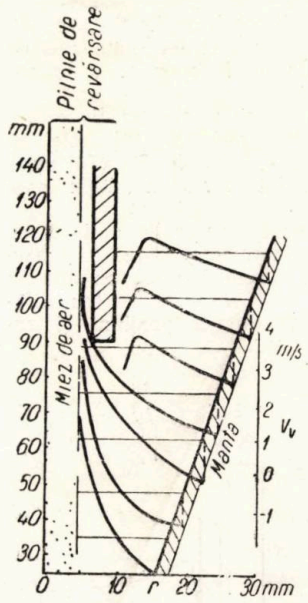


Fig. 6. Variaţia componentei verticale a vitezei în funcţie de rază şi nivel.

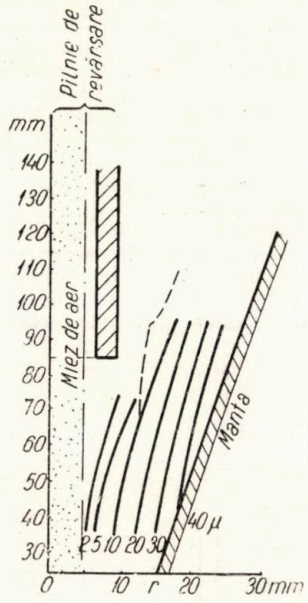


Fig. 7. Razele de echilibru pentru particule de diferite dimensiuni.

aproape fără excepţie, relaţii matematice mai mult sau mai puţin empirice sau concretizate prin grafice.

Relaţiile matematice date, se verifică mai mult sau mai puţin pentru condiţiile variate din practică, fiind limitate, de obicei, ca domenii de aplicare. Ele se referă, în special, la parametrii principali, valabilitatea menţinîndu-se atît timp cît sînt îndeplinite anumite condiţii, ca, de exemplu similitudinea geometrică, unghiul conului de o anumită valoare, etc.

Pentru debit, Moder şi Dahlstrom [4] au stabilit, pe baza încercărilor, formula empirică:

$$Q=1{,}28\ K\ (D_e/D_i)^{0.9}\sqrt{\Delta H}\ (\text{l/min}) \qquad (9)$$

în care K are diferite valori în funcţie de raportul (D_e/D_i).

Pentru:

$$D_e/D_i=0{,}75\ldots 1 \quad K=4.85\,e^{0{,}00537\cdot Q_e}$$

$$D_e/D_i=1{,}25\ldots 1{,}30\ K=5{,}60\,e^{0{,}00234\cdot Q_e}$$

$$D_e/D_i=1{,}68\ldots 2{,}1\ \ K=5{,}35\,e^{0{,}00163\cdot Q_e}$$

Povarov A. I. [3], prin consideraţii teoretice, plecînd de la formula de scurgere printr-un orificiu înecat:

$$Q=\mu\,\frac{\pi D_i^2}{4}\sqrt{2g\ \Delta H} \qquad (10)$$

şi introducînd diametrele D şi D_e prin înmulţirea şi împărţirea cu $D\cdot D_e$, obţine formula:

$$Q=\left(\mu\cdot\frac{\pi D_i^2}{4\cdot D\cdot D_e}\cdot\sqrt{2g}\right)\cdot D\cdot D_e\ \sqrt{\Delta H} \qquad (11)$$

sau

$$Q=K\cdot D\cdot D_e\cdot\sqrt{\Delta H} \qquad (12)$$

deoarece, într-o primă aproximaţie paranteza poate fi considerată constantă, pentru hidrocicloane geometric similare. De exemplu: pentru hidrocicloane cu diametre între 125 şi 600 mm şi $\alpha=38^0$, cu anumite raporturi constructive, valoarea determinată a lui K a fost: $K=0{,}524$. O dată determinată constanta K, pentru un model al unei serii de hidrocicloane, formula (12) poate fi aplicată pentru calculul productivităţii unui hidrociclon similar mai mare sau mai mic, adică pentru un hidrociclon căruia i se schimbă în acelaşi raport nu numai diametrul, ci şi celălalte dimensiuni D_e, D_i, D_s, h_o etc. In cazul cînd se schimbă numai D fără schimbarea celorlalte dimensiuni, relaţia nu mai este de loc valabilă, mărimea D neinfluenţînd direct debitul.

Pentru raportul dintre Q_e şi Q_s, Dahlstron şi Moder [4] au găsit relaţia:

$$\frac{Q_s}{Q_e}=K\left(\frac{D_s}{D_e}\right)^{4{,}4}\ Q^{0{,}44} \qquad (13)$$

care se verifică destul de bine pentru cicloane cu $D=50\ldots200$ m şi $H=3{,}6—36$ m. Se vede că mărindu-se diametrul scurgerii, creşte volumul de turbureală, care trece în scurgere. Aceasta are ca urmare o micşonare a densităţii scurgerii, în schimb revărsarea este mai limpede. De asemenea, încercările au arătat că precizia separării creşte, micşorîndu-se „rătăcirile" de material mare în revărsare. Se vede de aci, că în cazul cînd se doreşte să se obţină în acelaşi timp, o revărsare cît mai limpede şi o scurgere cît mai îngroşată (de exemplu în cazul operaţiilor de îngroşare) nu este posibil să se obţină acest lucru într-un singur hidrociclon, aceste două condiţii fiind contradictorii.

Caracterizarea hidrociclonului din punct de vedere al clasării, se face prin dimensiunea limită de separare.

Pentru dimensiunea limită de separare, Povarov A. I. (3) propune formule:

$$d=\frac{0{,}75\,D_i^2}{\rho_x}\cdot\sqrt{\frac{\pi\eta}{Q\cdot h\,(\rho_s-\rho)}} \qquad (14)$$

valabilă în domeniul Stokes, în care Q_x — coeficientul de schimbare a vitezei periferice — reprezintă raportul între viteza lichidului la o distanţă $x=r_0$ şi viteza lichidului în punctul de alimentare.

De asemenea, Povarov propune o formulă asemănătoare şi pentru domeniul de tranziţie în care $1<\text{Re}<30$r Formulele dau rezultate acceptabile în cazul diluţiilol suficient de mari şi cu dimensiuni optime pentru orificiu de scurgere.

Tot pe baza consideraţiilor teoretice, plecînd de la egalitatea forţelor date de relaţiile (4) şi (5), G. Tarjan a propus următoarea formulă pentru determinarea dimensiunii maxime a grăunţilor:

$$d=\frac{80\ D_i}{\sqrt{(\rho_s-\rho)\,h\cdot Q}}\left(\frac{D_s}{D}\right)^n \qquad (15)$$

exponentul n fiind egal cu exponentul K din relaţia $V_t\cdot r^K=\text{const.}$ (are valori în jurul $n=0{,}68$).

Moder şi Dahlstrom au dat de asemenea o formulă de calcul, care a fost verificată prin multe încercări şi a dat în anumite condiţii, rezultate bune. Formula este destul de asemănătoare cu aceea dată de Tarjan:

$$d=\frac{K\,(D_i\cdot D_e)\ 0{,}68}{Q^{0.35}\,(\rho_s-\rho)^{\ 0{,}5}} \qquad (16)$$

şi a fost stabilită prin încercări cu suspensii de cuarţ în apă.

In relaţiile de mai sus am folosit notaţiile: D – diametrul hidrociclonului; D_i — diametrul ajutajului de intrare; D_e — diametrul pîlniei de revărsare; D_s — diametrul apexului; Q_e — debitul revărsării; Q_s — debitul scurgerii.

Oricare ar fi în fond formulele matematice date, mai mult sau mai puţin empirice, autorii au încercat cu

ajutorul lor să exprime interdependenţa anumitor factori, care intervin în funcţionarea cicloanelor.

Din scurta prezentare a principalelor rezultate obţinute în această direcţie, s-a putut vedea, că ceea ce se poate obţine cu ajutorul acestor relaţii, este numai o dimensionare în linii mari a aparaturii şi informaţii mai mult sau mai puţin precise, cu privire la sensul în care se va schimba un parametru, atunci cînd variază unul sau mai mulţi dintre ceilalţi.

Dar, deşi teoria nu a fost încă pusă la punct, acest lucru nu a împiedicat răspîndirea şi folosirea hidrociclonului în domenii foarte numeroase. In multe ţări din lume, hidrociclonul a fost introdus în zeci de instalaţii, nu numai de preparare, ci aparţinînd celor mai diferite industrii: a cimentului, a sticlei, a amidonului, diferite alte industrii chimice etc.

In literatură sînt date, de asemenea, informaţii în legătură cu folosirea hidrociclonului şi a microcicloanelor la prelucrarea materialelor, care intervin în funcţionarea reactoarelor nucleare.

In uzinele de preparare, hidrociclonul este folosit ca aparat pentru:

— clasare, deşlamare;
— îngroşare, limpezire;
— concentrare în mediu dens.

In hidrociclon operaţiile de clasare, îngroşare, deşlamare, limpezire, sînt — cel puţin din punct de vedere al realizării lor — cu totul asemănătoare. Ele constau în fond, din împărţirea în două produse a turburelii cu material solid din alimentare:

a) Un produs care cuprinde particule de dimensiuni mici, care constituie suprascurgerea sau revărsarea, obţinîndu-se la o diluţie mai mare decît diluţia iniţială *).

b) Un produs, care cuprinde grăunţii de dimensiuni mai mari, constituind scurgerea hidrociclonului (analog refuzului clasoarelor clasice); acest produs are un conţinut mai ridicat de substanţă solidă.

Utilizarea hidrociclonului pentru clasare permite obţinerea unor rezultate sensibil mai bune, decît cu ajutorul clasoarelor mecanice. Limita de clasare poate fi uşor coborîtă pînă la 40—50 μ şi chiar mult mai jos, fără să fie necesară o mărire peste limită a diluţiei turburelii de alimentare, care să conducă la o diluare foarte mare a produsului fin (a suprascurgerii). De cele mai multe ori, se poate lucra cu hidrociclonul, chiar la clasări foarte fine, în aşa fel, încît diluţia suprascurgerii să nu depăşească diluţia necesară flotaţiei. Se ştie că în cazul clasoarelor mecanice, la o fineţe de clasare sub 70—75 μ produsul fin se obţine cu diluţii sensibil mai mari ca 3/1—4/1 şi, sau flotaţia merge prost din cauza diluţiei mari, sau trebuie introdusă o operaţie de îngroşare, dificil de realizat.

Ca aparate de clasare, hidrocicloanele se utilizează mai ales în circuite închise de măcinare. Dată fiind eficacitatea mai mare, se ajunge la o reducere importantă a cantităţii de material recirculat, fapt care are ca urmare mărirea capacităţii de prelucrare a morii şi evitarea supramăcinării. Rezultatele obţinute la instalaţiile de măcinare, după introducerea hidrociclonului, arată în cele mai multe cazuri o mărire a capacităţii morii cu cel puţin 10—15%.

In cazul cînd materialul supus preparării conţine mult material grob, şi se doreşte să se facă o clasare fină, operaţia se realizează în două trepte de hidrocicloane (fig. 8), materialul prea mare împiedicînd buna funcţionare a hidrociclonului, pentru o dimensiune de separare foarte mică. Se poate aplica, însă, şi soluţia folosirii clasorului mecanic pentru îndepărtarea materialului grob, tratarea revărsării clasorului făcîndu-se în hidrociclon.

In afară de spaţiul mai redus pe care-l ocupă hidrociclonul însuşi, faţă de clasorul mecanic, prin folosirea hidrocicloanelor se mai obţin economii de spaţiu şi prin eliminarea dispozitivului spiral de alimentare al morii,

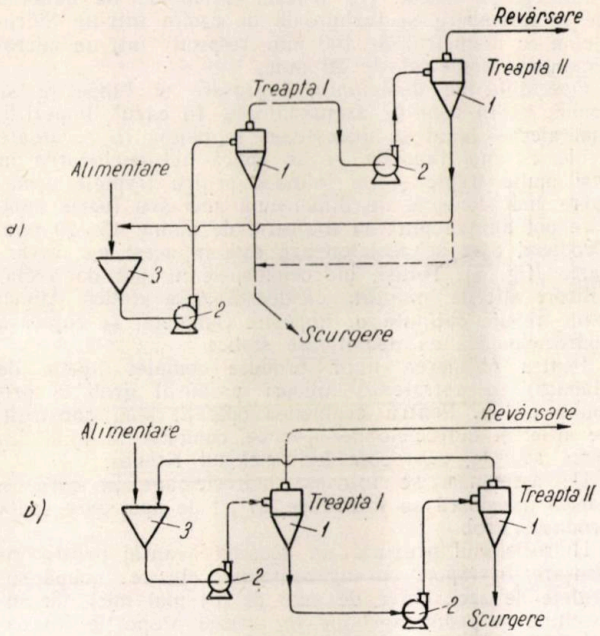


Fig. 8. Exemple de folosire a hidrocicloanelor în trepte: *a* — retratarea revărsării (produsului diluat); *b* — retratarea scurgerii; *1* — hidrociclon; *2* — pompă; *3* — bazin pentru alimentarea pompei.

existînd posibilitatea de a amplasa oricum hidrociclonul, în raport cu moara.

De asemenea, investiţia pentru hidrociclon este mult mai mică. Este drept însă că pompele pentru hidrociclon consumă mai multă energie decît un clasor mecanic, iar cheltuielile de exploatare pot fi sensibil mai

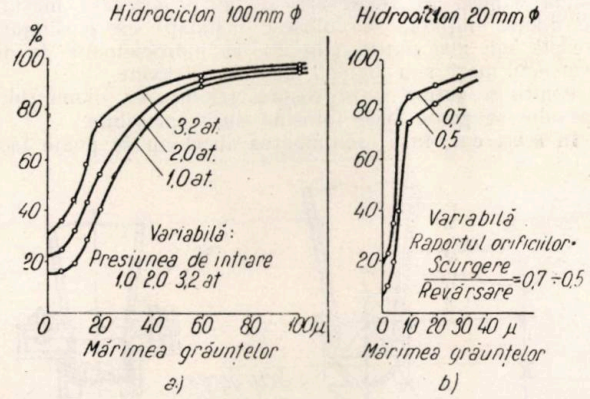


Fig. 9. Curbe de repartiţie obţinute la tratarea în hidrocicloane:

a — hidrociclon ϕ 100 mm. Alimentare: turbureală cu minereu de la Altenberg. Raportul orificiilor $= \frac{\text{scurgere}}{\text{revărsare}} = 1{,}0$; *b* — hidrociclon ϕ 20 mm. Alimentare: turbureală cu caolin. Presiunea de intrare: 1,5 at.

ridicate şi din cauza uzurii rapide a pompelor şi a hidrociclonului însuşi. Datele din literatură arată însă că acolo unde s-au folosit materiale potrivite, viaţa pompei şi a hidrociclonului a depăşit cîteva mii de ore de funcţionare.

*) Este adevărat că în operaţiile de limpezire se caută ca suprascurgerea să fie lipsită de material solid: să fie limpede — dar aceasta aproape niciodată în practică nu se poate realiza. In suprascurgere mai rămîn particulele foarte fine. Forţele de frecare, care iau naştere în hidrociclon, împiedică floculareа şi distrug floculele iniţiale, fapt care face imposibilă obţinerea unei limpeziri complete.

Aparatele folosite au, în general, dimensiuni mari de ordinul a 30—40 cm şi lucrează la presiune joasă de circa 1 at. Pentru clasări fine, dimensiunile sînt mai mici, iar presiunile mai mari.

În fig. 9 sînt arătate prin curbe de repartiţie, rezultatele obţinute în laboratorul Academiei de Mine din Freiberg, de Haese [7] tratînd turbureală de minereu de la Altemberg şi turbureală de caolin într-un hidrociclon cu diametrul de 100 mm, respectiv într-un microciclon cu diametrul de 20 mm.

Operaţiile de deşlamare, îngroşare şi limpezire se realizează în condiţii asemănătoare. În cazul limpezirii, mai ales — cînd se doreşte să se obţină în revărsare lichid cît mai limpede — se aplică hidrociclonarea în mai multe trepte şi se folosesc pentru treptele următoare hidrocicloane de dimensiuni mici sau foarte mici, care pot ajunge pînă la diametre de numai 15—20 mm. Produsul care se reciclonează este în acest caz revărsarea (fig. 8). Totuşi, hidrocicloanele nu pot da o clarificare atît de înaintată ca decantoarele statice. Atunci cînd trebuie obţinută o limpezire completă, se cuplează hidrocicloanele cu decantoare statice.

Pentru obţinerea unor produse complet lipsite de şlamuri, se retratează uneori produsul grob al primului ciclon. Pentru asemenea operaţii s-au construit, de altfel şi hidrocicloane speciale, compuse în fond din două aparate, cum este hidrociclonul Krebbs.

De asemenea, se folosesc hidrocicloane în care în partea inferioară se introduce un jet de apă, care spală produsul grob.

Hidrociclonul prezintă un deosebit avantaj pentru îngroşare, în raport cu îngroşătoarele clasice: ocupă suprafeţe de zeci, chiar de sute de ori mai mici, iar investiţiile se reduc aproape în aceeaşi proporţie. În cazul hidrociclonului clasor, reglarea limitei de clasare, este destul de dificil de făcut, în schimb este foarte uşor de realizat reglarea diluţiei produsului îngroşat — diametrul apexului este acela care poate face ca diluţia îngroşatului să varieze, în cazul aceluiaşi hidrociclon, în limite largi. Ca să dăm un exemplu, în cazul unor încercări făcute în uzina Gurabarza, diametrul apexului variind, restul condiţiilor rămînînd aceleaşi, s-au obţinut produse îngroşate cu diluţii, fie de 7/1, fie de 3/1, fie de 1/1, sau 0,6/1, plecînd de la diluţii de 10/1 sau mai mari, chiar 20/1.

Pentru îngroşare, în funcţie de pierderile de substanţă solidă admise în revărsare şi într-o oarecare măsură de diluţie iniţială, se folosesc instalaţii cu o singură treaptă sau mai multe (fig. 8), cu hidrocicloane de dimensiuni mari sau baterii de microcicloane.

Pentru a obţine o îngroşare, schimbarea diametrului apexului se poate face folosind duze amovibile.

În acest caz, însă, schimbarea duzei nu se poate face

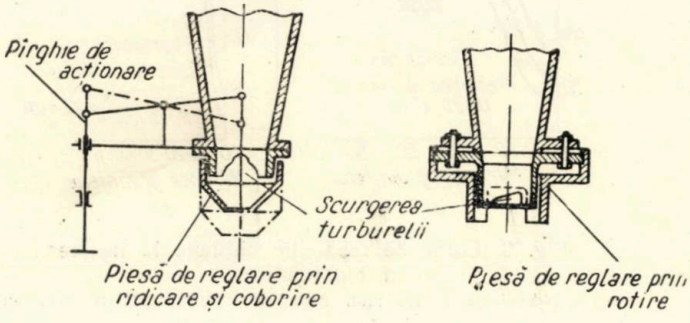


Fig. 10. Dispozitive de reglare a apexului.

în timpul funcţionării, lucru care este de dorit cînd îngroşarea variază de la un moment la altul, din cauza schimbării, de exemplu, a diluţiei alimentării. Pentru a putea varia diametrul apexului, în timpul funcţionării, se folosesc diferite dispozitive manevrate manual sau automat. Reglarea automată este comandată de densitatea produsului îngroşat. (În cazul clasării în circuitul moară-clasor, reglarea apexului este comandată de densitatea revărsării). În fig. 10 sînt arătate cîteva dispozitive pentru reglarea apexului.

În cazul materialelor care provoacă uzuri pronunţate, se preferă dispozitivele de acest gen cu piese metalice.

Pentru materialele mai puţin dure, un dispozitiv cu inel de cauciuc gol în interior, construit de firma Dorr, a dat bune rezultate, permiţînd reglarea automată uşoară (fig. 11).

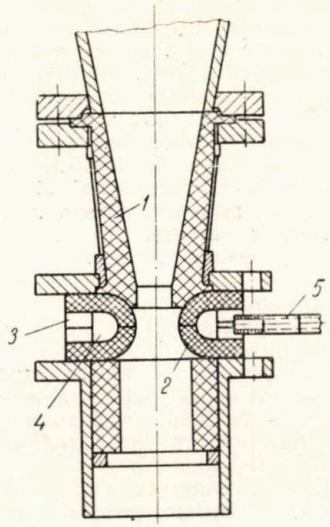


Fig. 11. Dispozitiv cu aer comprimat pentru reglarea apexului:
1 — căptuşeală de cauciuc; *2* — inel de cauciuc; *3* — inel metalic; *4* — spaţiu gol; *5* — conductă de aer comprimat.

Reglarea se face cu ajutorul aerului comprimat ca în exemplul din fig. 12.

Menţinerea uniformă a debitului alimentării, avînd o mare importanţă pentru funcţionarea ciclonului, se folosesc în acest scop diferite procedee. Un exemplu este dat în fig. 13.

Revărsarea hidrociclonului *1* poate fi recirculată la

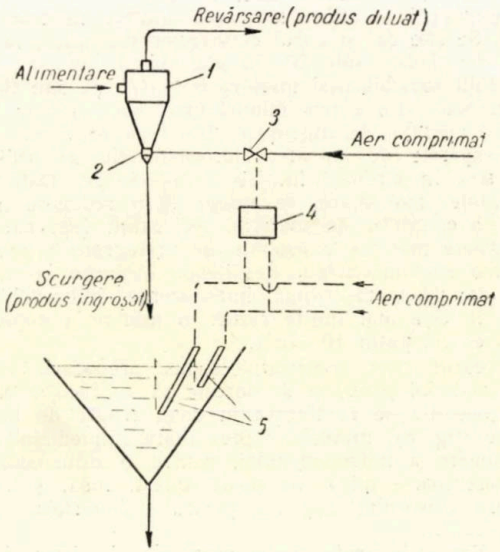


Fig. 12. Acţionarea automată a dispozitivului de reglare a apexului cu inel din cauciuc:
1 — hidrociclon; *2* — dispozitiv de reglare a apexului cu inel de cauciuc; *3* — ventil pentru aer comprimat; *4* — mecanism pentru manevrarea ventilului; *3, 5* — tuburi de aer comprimat pentru controlul densităţii.

nevoie în vasul tampon *2* al pompei de alimentare *3* cu ajutorul unui furtun *4* comandat de plutitorul *5*.

In cazul concentrării în mediu dens, se urmăreşte separarea după densitate şi nu după mărime. In acest caz, amestecul apă solid — din interiorul hidrociclonului — are o densitate suficient de mare, încît grăunţii uşori să „plutească" şi să fie evacuaţi în revărsare. Mediul dens este realizat de obicei, în mod special şi constituie şi mediul de vehiculare pentru materialul de separat. El poate fi constituit, în anumite cazuri, chiar din materialul care urmează să fie supus operaţiei de concentrare. Acest lucru este uneori posibil, fiindcă, în mod obişnuit, în interiorul hidrociclonului are loc o mărire a densităţii turburelii. Aceasta mai ales din cauza grăunţilor cu dimensiuni apropiate de dimensiunea limită de separare, care staţionează mai mult în hidrociclon decît grăunţii foarte mari sau foarte mici, aceştia trecînd în mod rapid în scurgere sau revărsare. De altfel, chiar în cazul folosirii mediului dens, realizat special, densitatea acestuia se măreşte în interiorul

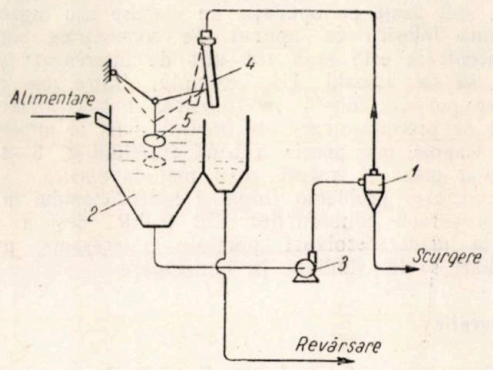


Fig. 13. Dispozitiv pentru menţinerea constantă a debitului de alimentare:
1 — hidrociclon; *2* — rezervor tampon; *3* — pompă; *4* — furtun flexibil; *5* — plutitor.

hidrociclonului; acest fapt constituie un avantaj prin permiterea folosirii unui mediu iniţial cu densitate mai mică decît ar fi necesară. De asemenea, date fiind forţele mari care intervin în hidrociclon, importanţa viscozităţii este mult micşorată, în raport cu condiţiile de lucru ale metodei clasice de concentrare în mediu dens. Astfel este posibilă coborîrea dimensiunii minime a materialului, care poate fi supus preparării în mediu

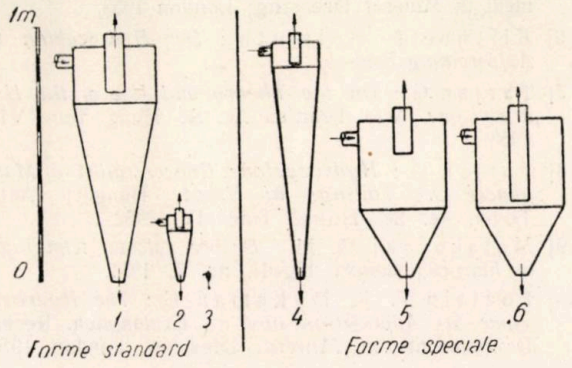


Fig. 14. Forme obişnuite de hidrocicloane.

dens, pînă la 0,1—0,2 mm. Se ştie că în cazul folosirii metodei clasice cu mediu dens, în care deplasarea grăunţilor se face sub acţiunea forţelor gravitaţionale, dimensiunea limită sub care nu se poate coborî este de 2—3 mm.

Deşi răspîndirea hidrociclonului ca aparat de concentrare în medii dense a minereurilor nu este pe aceeaşi treaptă cu poziţia ocupată la prepararea cărbunilor, totuşi, în ultimii ani, cazurile de folosire la minereuri sînt din ce în ce mai numeroase, de altfel ca şi cercetările făcute în acest domeniu.

Hidrociclonul este folosit, în cazul minereurilor, mai ales ca aparat de preconcentrare.

In literatura sovietică se găsesc foarte multe informaţii privitoare la rezultatele bune ale încercărilor de aplicare a hidrociclonului pentru concentrarea în medii dense.

La instalaţia de prelucrare a minereurilor de plumb de la Mechernich (care este citată ca exemplu şi pentru alte procedee aplicate), se tratează în hidrociclon minereu sărac cu dimensiunea de 3—1 mm, folosind o suspensie de ferosiliciu.

La Mesabi, în S.U.A., s-au obţinut rezultate bune pentru minereuri de fier, folosindu-se o suspensie de magnetită. Densitatea suspensiei era de 2,3—2,5 kg/dm³, obţinîndu-se în hidrociclon o mărire a greutăţii specifice cu 0,5—0,7.

Rezultate bune s-au obţinut, de asemenea, la prepararea minereurilor stanifere, a piritelor etc.

Folosirea hidrocicloanelor, fie la clasare sau îngroşare, fie la concentrare, a necesitat adaptarea formei şi dimensiunilor lor la condiţiile cele mai variate de lucru.

In fig. 14 sînt arătate, schematic, cîteva construcţii de hidrocicloane cu formă clasică [7]. Hidrocicloanele *1, 2, 3,* au unghiul de 20° şi sînt geometric asemenea, cel mai mare cu diametrul de 350 mm este folosit la clasare sau concentrare, cel mai mic, de numai 10 mm, ca aparat de îngroşare. Hidrocicloanele 4, 5, 6, de

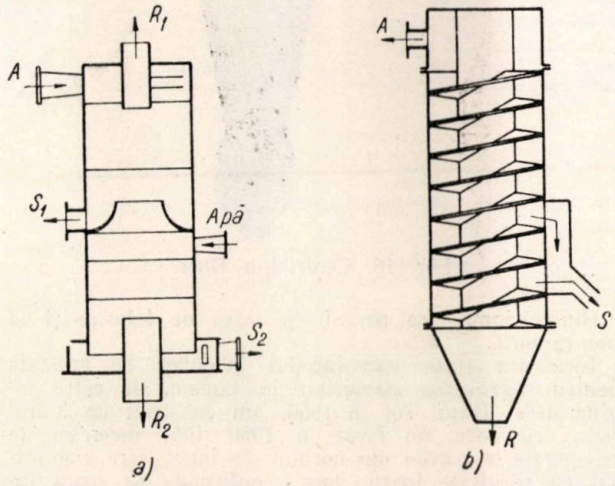


Fig. 15. Hidrocicloane de construcţie specială:
t — hidrociclon cilindric pentru trei produse; *b* — hidrociclon cu elice interioară; *A* — alimentare; *R* — revărsare; *S* — scurgere.

construcţie specială, sînt folosite pentru limpezire (cu unghiul de 10°) sau concentrare (cu unghiul de 60°). S-au construit, însă şi hidrocicloane de diferite alte forme. Am menţionat anterior şi hidrociclonul Krebbs şi hidrociclonul cu jet de apă. In fig. 15 sînt arătate încă două tipuri experimentale de Cerchar [7], unul cilindric, care permite obţinerea a trei produse şi altul cu o elice interioară.

In fig. 16 se vede aşa-numitul centriclon Dorrco.

Spre deosebire de hidrocicloanele obişnuite, la hidrociclonul Dorrco, intrarea turburelii se face fără presiune, mişcarea de rotaţie fiind obţinută cu ajutorul unui rotor. Prezintă avantajul că nu necesită pompă, în schimb este mai scump şi întreţinerea lui echivalează cu costul unei pompe.

Constructorii hidrocicloanelor s-au preocupat nu numai de obţinerea unei forme cît mai potrivite, ci au

căutat să găsească şi soluţii pentru eliminarea principalului dezavantaj al hidrociclonului: uzura rapidă.

Fonta albă rezistă mai bine decît tabla obişnuită. Căpţuşelile de cauciuc şi din porţelan au dat rezultate bune. De asemenea, hidrocicloanele construite din bazalt topit au rezistat în funcţiune, peste un an, fără uzură excesivă. Microcicloanele se construiesc, de obicei, din blocuri de cauciuc sau materiale plastice.

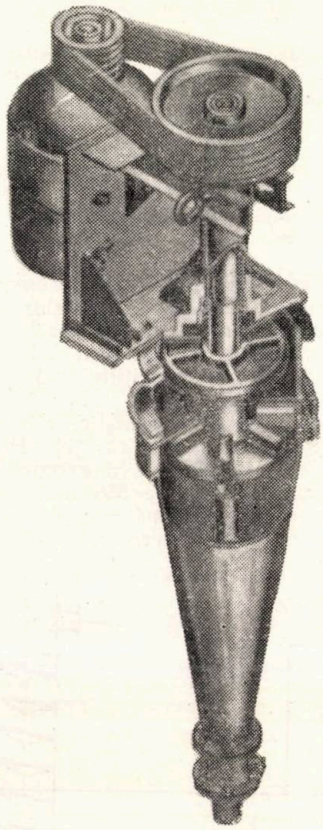


Fig. 16. Centriclon Dorr.

Hidrociclonul are posibilităţi largi de folosire şi la noi în ţară.

Incă din 1950, s-au început încercări de utilizare pentru îngroşarea şlamurilor la Lupeni, de către inginerul V. Dinu. Tot în 1950, am construit un hidrociclon cu care am făcut în 1950—1951 încercări de recuperare a baritei din noroiul de foraj, care s-au soldat cu rezultate foarte bune, confirmate pe scară industrială.

In ultimii ani s-au înmulţit mult încercările de folosire a hidrociclonului.

Astfel, s-au făcut încercări în Regiunea Baia-Mare, cu rezultate promiţătoare în vederea folosirii hidrociclonului pentru: deşlamare, îndepărtarea reactivilor, clasare în circuitul de măcinare, singur sau ca ajutor pentru clasorul mecanic, îngroşare.

In urma propunerilor unui colectiv de ingineri de la uzina de preparare Gurabarza şi Institutul de Mine din Bucureşti s-au făcut o serie de încercări, în colaborare cu Centrul de Cercetări Metalurgice pentru folosirea hidrociclonului în uzina Gurabarza. Acestea au avut rezultate bune şi s-au soldat cu introducerea hidrociclonului pe scară industrială, pentru îngroşarea turburelii înainte de flotaţie la noua instalaţie de 250 t, construită la Gurabarza. Tot la aceeaşi instalaţie este în studiu perspectiva schimbării fluxului tehnologic cu folosirea flotaţiei, în locul meselor, după o prealabilă îngroşare în hidrocicloane a turburelii, provenite de la steampuri.

De asemenea, încercările care se fac la Roşia Montană dau rezultate promiţătoare.

Incercări cu rezultate bune s-au făcut şi în cadrul I.C.E.M.I.N. şi altele sînt în curs. Ele privesc folosirea hidrociclonului ca îngroşător şi clasor la prepararea minereului de la Muncelul mic, a minereului de impregnaţie de la Altîn-Tepé, a argilelor coalinoase etc.

Evident, încercările din ultima vreme nu se limitează numai la cele citate, totuşi ele nu epuizează nici pe departe, toate posibilităţile pe care le oferă hidrociclonul. Este suficient să observăm faptul că aproape fără excepţie, toate încercările executate la noi, pînă astăzi, sînt axate pe operaţii de clasare sau îngroşare. Problema folosirii ca aparat de concentrare sau de preconcentrare este însă tot atît de interesantă şi va trebui să fie atacată. Un exemplu, dintre mai multe care se pot da, constă în folosirea hidrociclonului ca aparat de preconcentrare în mediul dens al minereului de la Capnic, mai precis a unei fracţiuni $< 3—4$ mm care n-ar putea fi tratată prin metoda clasică.

In concluzie, problema folosirii hidrociclonului în tehnica preparării minereurilor din R.P.R., deşi a ajuns deja la unele rezolvări parţiale, interesante, merită şi trebuie să fie studiată în continuare.

Bibliografie

[1] Erickson Stephen E.: *Development of the Hydrocyclone.* Min. Eng. Vol. 9, nr. 8, aug. 1957.

[2] Trawinski Fr. H.: *Der Hydrozyklon als Hilfsgerät zur Grundstoffveredelung.* Cem. Ing. Techn. Nr. 6, 1953.

[3] Kagan S. Z.: *Hidrocicloanele, construcţia şi calculul lor.* Analele Rom.-Sov., seria Metalurgie şi Construcţii de maşini, nr. 2, 1957.

[4] Moder I. I., Dahlstrom D. A.: *Fine size, close specific gravity solid separation with liquid-solid cyclone.* Chem. Eng. Progress, vol. 48 (1952). nr. 2.

[5] Kelsall D. F.: *A study of the motion of solid particles in a hydraulic cyclone.* Recent Development in Mineral Dressing, London 1953.

[6] Kirchberg Helmuth: *Der Hydrozyklon in Aufbereitungsbetrieb.*

[7] Tarjan G.: *On the Theory and Use of the Hydrocyclone.* Acta Tehnica Ac. Sc. Hung. Tom. VII, 1953.

[8] Tarjan G.: *Hydrocyclone Concentration of Manganese Ore Tailings at Urkut,* Hungary. Acta. Techn. Ac. Sc. Hung. Tom. IV, 1952.

[9] Malakovski M. M.: *Despre calculul tehnologic al hidrocicloanelor.* Ugoli, nr. 7, 1951.

[10] Fontein F. J., Dyksman C.: *The Hydrocyclone, its Application and its Explanation.* Recent Developments in Mineral Dressing, London 1953.

Aplicarea metodei de flotație colectivă urmată de separarea diferențială la minereurile din R. P. R.

Ing. D. Gligor și ing. S. Dima

Prepararea cu succes a minereurilor complexe sărace necesită elaborarea unor metode de prelucrare mai eficace și mai economice, efortul depus de specialiști în ultima vreme fiind îndreptat tocmai în acest sens.

Principala metodă de preparare a minereurilor complexe rămîne și mai departe flotația, cu toate posibilitățile ei multiple de aplicare. Flotația a avut de la început o dezvoltare vertiginoasă, iar cunoștințele empirice și teoretice de care dispunem în prezent arată, în mod clar, că ea oferă încă multe posibilități de dezvoltare.

Flotația nu este, însă, întotdeauna metoda de preparare cea mai economică, deoarece necesită în multe cazuri o măcinare foarte fină, operație, în general, foarte scumpă. De aceea, în timpul din urmă, s-a trecut la raționalizarea procesului de flotație, fie prin combinarea lui cu alte metode de preparare mecanică sau metalurgică, fie prin elaborarea unor noi procedee de flotație.

Cazul cel mai frecvent este combinarea flotației cu o metodă de preparare gravitațională, aplicată înainte de flotație. Scopul urmărit este, de cele mai multe ori, preconcentrarea concomitent cu îndepărtarea unei cantități apreciabile de steril. Dintre metodele de preconcentrare aplicate mai frecvent, trebuie menționate separarea în medii dense și zețajul, la care se mai adaugă sfărîmarea selectivă și metodele moderne bazate pe acțiunea forțelor centrifuge, adică hidrociclonarea și separarea în spirale Humphrey.

Dificultățile întîmpinate la prepararea multor minereuri neferoase au făcut necesară combinarea flotației cu metode metalurgice. Prepararea minereurilor de cupru oxidate, ale căror săruri solubile împiedică concentrarea pe căile obișnuite, se face, în multe cazuri, prin combinarea flotației cu metode hidrometalurgice. De asemenea, la unele minereuri de cupru și nichel, se aplică cu succes combinarea flotației cu metode pirometalurgice. Minereul sau concentratul conținînd sulfurile de cupru și nichel se topește cu fondanți, iar prin răcire lentă, se separă perfect cristale independente de sulfuri de cupru și de nichel, care apoi se flotează.

In sfîrșit, dintre procedeele de flotație elaborate și aplicate în ultima vreme sînt de menționat flotația multistadială și flotația colectivă, urmate de separarea diferențială a concentratului obținut.

In ultimii ani metoda de flotație colectivă urmată de separarea diferențială a concentratului obținut a început să se dezvolte tot mai mult.

Ea se întrebuințează frecvent la separarea concentratelor de mai multe metale, obținute uneori la flotarea minereurilor complexe, ca de exemplu la concentratele de plumb și cupru. Metoda se mai aplică, de asemenea, la minereurile complexe, fie pentru reducerea pierderilor de metale din steril, fie pentru micșorarea cheltuielilor de măcinare, în cazul cînd mineralele utile sînt intim asociate între ele, dar sînt grob concrescute cu ganga.

Metoda de flotație colectivă, urmată de separarea diferențială a concentratului colectiv, este una dintre cele mai noi realizări în tehnica preparării minereurilor, meritînd interesul specialiștilor din această ramură. Ea formează obiectul acestui articol, în care, pe lîngă principiile generale și exemplele practice, se vor cita și posibilitățile de aplicare la minereurile complexe din țara noastră.

Principiile generale în tehnologia flotației colective urmată de separarea diferențială

Incă de multă vreme, s-a recunoscut avantajul introducerii în schemele de flotație a minereurilor polimetalice, flotația colectivă a tuturor sulfurilor (sau a unora dintre ele), care să fie urmată de separarea diferențială a concentratului colectiv. Aceste scheme dau adesea soluțiile cele mai economice în practica preparării anumitor minereuri.

Intr-adevăr, după cum s-a mai spus, în multe minereuri, mineralele utile se află sub formă de concrescențe intime, în timp ce, față de mineralele de gangă, aceste asociații sînt mult mai grobe.

Aceste tipuri de minereuri, este rațional să fie tratate printr-o schemă în care se face o măcinare pînă la finețea necesară obținerii unui concentrat colectiv, urmînd ca apoi numai acestea să fie supuse unei măcinări mai înaintate. In felul acesta, pe lîngă că se realizează o scădere a costului măcinării și a numărului de celule necesar, prin eliminarea de la început din circuit la o măcinare grobă a unei părți din material, se obține și o creștere a extracțiilor de metale. Această mărire a extracțiilor de metale se datorește, în primul rînd, prevenirii tendinței de supramăcinare a sulfurilor, supramăcinare care duce la mărirea pierderilor și la scăderea selectivității procesului de flotație. Astfel, Benenson, analizînd pierderile de plumb la o serie de instalații, a găsit că 70% din aceste pierderi de Pb sînt plasate în clasa — 30 μ.

De aceea, după cum au arătat Bogdanov și Morter, schemele cu flotație colectivă dau avantaje economice și tehnologice pentru toate minereurile polimetalice, care conțin peste 25% steril.

Totuși, dificultățile întîmplate în separarea concentratelor colective au limitat mult timp aplicarea acestei metode.

Principala dificultate a fost acumularea unei însemnate cantităţi de reactivi colectori, în concentratul colectiv. Aceşti colectori, dintre care o parte aderă puternic la suprafaţa mineralelor, iar alta rămîne în soluţie şi împiedică suprafaţa mineralelor să reacţioneze ulterior cu reactivii depresanţi.

Pentru îndepărtarea reactivilor prezenţi în concentratul colectiv şi, deci, pentru a putea beneficia de avantajele oferite de flotaţia colectivă, s-au aplicat de multă vreme diferite metode.

Uneori, cînd se folosesc la flotaţia colectivă cantităţi mici de colector, separarea se poate face în mod nemijlocit, fără să fie necesară vreo operaţie preliminară. In acest caz, la operaţia de separare a concentratului colectiv trebuie utilizaţi depresanţi puternici, în cantitate mare. Cantitatea mare de reactivi depresanţi este necesară pentru a anihila, în primul rînd, efectul colectorilor din soluţie, precipitîndu-i, şi-apoi — pentru a rămîne un exces necesar dizolvării învelişului format la suprafaţa sulfurilor. Se procedează în acest fel la o serie de instalaţii, cum sînt acelea de la Copper Hill, Idarado, Lake George etc., obţinîndu-se rezultate bune.

In vederea îndepărtării reactivilor prezenţi în soluţie în alte cazuri, concentratul colectiv înaintea separării diferenţiale se spală (Sindamo), sau se filtrează (Legl Pacher), sau şi una şi alta (Britania).

Este de remarcat faptul că, atît în cazul cînd separarea concentratului colectiv se aplică nemijlocit, cît şi atunci cînd se aplică după îndepărtarea reagenţilor din soluţie (spălare sau filtrare), procesul este foarte delicat, cerînd o urmărire foarte atentă a regimului prescris, cea mai mică abatere antrenînd mari perturbaţii. Astfel, la uzinele Britania, simpla variaţie a densităţii tulburelii de la 85% la 75% solid în moară dă dificultăţi deosebite la separarea cuprului de zinc.

La îndepărtarea reactivilor din concentratele colective, a dat foarte bune rezultate cărbunele activ, care s-a aplicat în acest scop, încă de multă vreme, la diferite instalaţii (Leninogorsk, Krasnouralsk, Darasunsk etc.). La aplicarea cărbunelui activ, concentratele colective se agită timp de cîteva minute, cu cîteva sute de grame de cărbune activ pe tona de minereu. Se adaugă apoi reactivii depresanţi şi se flotează diferenţial. Este de dorit ca concentratul colectiv iniţial să fie cît mai lipsit de steril, întrucît, în caz contrar, se complică schema separării ulterioare. Se obţin în general rezultate bune, însă costul cărbunelui activ este destul de ridicat, circa 9000 ruble/t.

In alte cazuri mai dificile, trebuie întrebuinţate procedee speciale, care să ducă la îndepărtarea colectorilor de la suprafaţa sulfurilor din concentratul colectiv.

Astfel, se pot folosi metode de prelucrare termică, în care concentratele colective sînt tratate în autoclave cu vapori de apă supraîncălziţi într-un mediu puternic bazic. Se procedează astfel la separarea concentratelor colective de cupru-molibden la Climax. Evident, metoda aceasta este scumpă şi nu este aplicabilă decît concentratelor foarte valoroase.

In acelaşi scop — al îndepărtării reactivilor adsorbiţi la suprafaţa sulfurilor — se mai pot aplica şi metode mecanice. Din această categorie, fac parte aşa-numitele „măcinări de curăţire" şi aplicarea hidrocicloanelor.

In cazul măcinărilor de curăţire, concentratul colectiv se decantează pînă ajunge la o îngroşare de 60—70% solid, apoi se supune unei măcinări într-o moară cu încărcătură redusă de bile. In timpul îngroşării, se elimină o parte din excesul de reactivi din soluţie, iar unele minerale mai oxidabile, cum este de exemplu pirita, pierd învelişul de colector, datorită contactului îndelungat cu apa (care conţine oxigen). Măcinarea care urmează apoi micşorează nu numai numărul de eventuale concrescenţe, ci provoacă — în acelaşi timp — şi curăţirea de colector a unei părţi din suprafaţa sulfurilor din concentratul colectiv. In felul acesta, se creează condiţii favorabile pentru acţiunea selectivă a depresanţilor introduşi la măcinare.

In acelaşi scop, s-au aplicat în ultimul timp hidrocicloanele. In acest caz, concentratul colectiv este introdus la presiune de 1—2 at într-un hidrociclon. Se produce o îngroşare, eliminîndu-se în scurgere o mare parte din soluţia cu reacţii şi şlamuri fine. In acelaşi timp, datorită puternicelor frecări reciproce ale grăunţelor în hidrociclon, se produce şi o curăţire a suprafeţei acestora, datorită căreia se face cu uşurinţă separarea ulterioară a concentratului colectiv îngroşat.

In sfîrşit, o altă metodă de îndepărtare a colectorilor aflaţi la suprafaţa mineralelor este o metodă chimică, aşa-numita metodă de desorbţie a colectorilor.

Intrucît această metodă, relativ recentă (elaborată de A. S. Koniev în 1943), prezintă mari avantaje şi perspective de aplicare, ne vom opri mai mult asupra ei.

Metoda de desorbţie se bazează pe îndepărtarea şi trecerea în soluţie a ionilor de colector adsorbit la suprafaţa mineralelor, prin înlocuirea lor de către ionii altei substanţe chimice, numită desorbant, care se adaugă în tulbureala concentratului colectiv. Prin îngroşarea şi spălarea sa ulterioară, se îndepărtează reagenţii colectori trecuţi în soluţie şi excesul de desorbant. După aceasta, concentratul colectiv se supune flotaţiei diferenţiale cu reactivii depresanţi şi colectorii obişnuiţi, el separîndu-se cu uşurinţă.

Cercetările ştiinţifice asupra fenomenului de desorbţie au stabilit că reactivul desorbant cel mai eficace este sulfura de sodiu, alţi reactivi avînd o acţiune mai slabă. Marea eficacitate a acţiunii desorbante a sulfurii de sodiu, pentru toate sulfurile şi pentru toţi colectorii, consumul relativ mic şi preţul scăzut fac ca acest reactiv să aibă cele mai mari perspective de aplicare în industrie.

După cum au arătat cercetările lui Wark, Cox şi A. S. Koniev, modul de acţiune al sulfurii de sodiu ar fi următorul:

Sulfura de sodiu, ca sare formată dintr-o bază puternică şi un acid foarte slab, este supusă în apa hidrolizei:

$$Na_2S + H_2O \longrightarrow 2Na^+ + N_2S + OH,$$

apărînd în soluţie ioni de hidroxil şi de hidrogen sulfurat. Acesta din urmă se disociază, formînd ionul hidrosulfuric:

$$H_2S \longrightarrow H^+ + SH^-,$$

care, la rîndul său, se poate dezagrega în: ion de hidrogen şi ion de sulf bivalent:

$$SH^- \longrightarrow H^+ + S^{2-}.$$

In felul acesta, în urma acestor procese, în soluţie vor fi prezenţi ioni de Na^+, OH^-, SH^-, S^{2-} şi molecule de H_2O. Aceşti ioni manifestă o puternică influenţă asupra proprietăţilor de suprafaţă ale mineralelor şi asupra activităţii lor de flotaţie.

După Wark şi Koniev, depresantul efectiv în flotaţie şi desorbantul este ionul hidrosulfuros (HS^-), care înlocuieşte ionii de colector de la suprafaţa mineralelor. Intr-adevăr, determinîndu-se la diferite *p*H-uri concentraţia ionilor din tulbureală la consumul de sulfură de sodiu critic pentru desorbţie, s-au constatat variaţii pînă la un milion de ori în concentraţiile de H_2S şi S^{2-}.

Rezultă, deci, că nici unul din aceşti ioni nu este depresantul efectiv. In acelaşi timp, în condiţii similare, concentraţia de HS^- variază foarte puţin, ea putînd fi privită, în limitele erorilor experimentale, constantă. In felul acesta, există o „concentraţie critică de ioni hidrosulfuroşi", care — o dată depăşită — se produce desorbţia colectorilor de la suprafaţa mineralelor. Deoarece, la aceeaşi concentraţie de sulfură de sodiu, concentraţia de ioni hidrosulfuroşi din tulbureală diferă foarte mult de *p*H, urmează că pentru fiecare valoare a *p*H-ului avem o concentraţie critică de sulfură de sodiu, necesară producerii desorbţiei.

Cercetările ştiinţifice asupra procesului de desorbţie au arătat următoarele :

— Dacă în concentratul colectiv, în care mineralele sînt acoperite cu ionii colectorului, se introduce o substanţă care posedă o mare energie de legătură cu ionii sau atomii mineralului, atunci substanţa introdusă înlătură de pe suprafaţa mineralului ionii colectorului, trecîndu-i în soluţie.

— Desorbţia se poate face cu diverşi reactivi ca : sulfură de sodiu, silicat de sodiu, carbonat de sodiu, hidrat de sodiu, cianură de sodiu etc., cel mai eficace fiind sulfura de sodiu pentru toţi reactivii şi toate sulfurile.

— Viteza şi gradul de desorbţie cresc cu mărirea concentraţiei ionilor de desorbant şi OH, a temperaturii şi a densităţii tulburelii şi a intensităţii de agitare.

— Faţă de celelalte metode de flotaţie colectivă, noul proces de separare a concentratelor după desorbţie cu sulfură de sodiu prezintă următoarele avantaje :

a) Se măresc recuperările de metale din multe minereuri. Aceasta, deoarece introducerea desorbţiei a făcut posibilă intensificarea flotaţiei colective şi asigurarea condiţiilor mai favorabile pentru scăderea pierderilor de metale în steril, în comparaţie cu metodele obişnuite de flotaţie colectivă, bazate pe utilizarea unor cantităţi reduse de colectori şi de spumanţi. In vederea reducerii pierderilor, flotaţia colectivă poate fi condusă acum cu cantităţi mari de colectori puternici, întrucît aceştia pot fi uşor îndepărtaţi prin desorbţie cu sulfură de sodiu.

Aplicarea ei la Leninogorsk a coborît pierderile de plumb în steril cu 50%, iar cele de zinc cu 75%, recuperarea crescînd cu 7% pentru plumb şi 4% pentru zinc.

b) Separarea concentratelor colective după desorbţie şi îndepărtarea apoi prin spălare a colectorilor şi a excesului de desorbant au drept rezultat producerea unei purităţi mai mari a concentratelor, decît în cazul flotaţiei colective obişnuite sau al flotaţiei selective directe. Aceasta, deoarece prin noua metodă, datorită spălării, mineralele sulfurice nu mai sînt separate în tulbureala minerală, conţinînd cantităţi considerabile de şlamuri primare, coloizi, hidroxizi metalici şi săruri solubile, care în mod obişnuit micşorează selecţia şi impurifică concentratele.

La Leninogorsk, conţinutul concentratelor de plumb a crescut cu 10%, iar al celor de zinc cu 5%.

Avantajele arătate şi rezultatele bune obţinute cu această metodă în unele instalaţii fac ca ea să aibă mari perspective de aplicare industrială.

Aplicaţiile industriale ale metodei de flotaţie colectivă urmată de separare diferenţială

S-au arătat, anterior, marile avantaje economice şi tehnologice pe care le poate oferi, în anumite condiţii, metoda de flotaţie colectivă, urmată de separarea diferenţială a concentratului.

Aceste avantaje au făcut ca, încă de mult timp, să se caute aplicarea metodei după diferite scheme tehnologice, la acele minereuri neferoase a căror compoziţie mineralogică o făceau indicată.

Introducerea tehnologiei de separare a concentratului colectiv după desorbţie cu sulfură de sodiu a lărgit considerabil posibilităţile metodei de flotaţie colectivă. In acest fel, metoda de flotaţie colectivă are cele mai mari perspective de aplicare industrială în tehnologia flotaţiei minereurilor neferoase complexe.

Vom da cîteva moduri de aplicare industrială a metodei descrise mai sus, la diferite minereuri din străinătate. Astfel :

— La Idarado, minereul apare sub formă de vine de cuarţ cu mineralizaţie de sulfuri cuprinzînd grăunţi de calcopirită, galenă, blendă şi pirită asociată cu aur şi argint. Din acest minereu, plumbul şi cuprul se flotează colectiv, apoi se extrage şi zincul şi pirita, în concentrate separate.

Pentru separarea concentratului colectiv de Cu-Pb, nu s-a putut folosi cianură curată, întrucît dădea mari pierderi de aur prin dizolvarea acestuia. S-a găsit că depresarea calcopiritei este eficace şi fără pierderi de aur, dacă se utilizează cianură transformată, în prealabil, într-un compus zinc-cianură, produs prin amestecarea cianurii cu oxid de zinc.

Utilizîndu-se un consum de circa 3000 g/t concentrat de compuşi zinc-cianură, se obţin următoarele rezultate:

Produse	Conţinut %			Extracţii %		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Concentrat colectiv	13,7	35,2	4,7	100,0	100,0	100,0
Concentrat Cu	25,2	3,4	6,1	90,0	4,6	65,0
Concentrat Pb	2,7	66,3	3,2	10,0	95,4	35,0

— Minereul de la Otavi (Africa S.V.) conţine 16—18% Pb, 4,5—5% Cu, 13—14% Zn şi pirită. Se găsesc ca minerale, în principal, sulfuri de Pb, Zn, Cu, Fe, cu gangă de dolomită şi cuarţ.

Dificultatea prelucrării acestui minereu o constituia separarea plumbului de zinc, care făcea ca rezultatele obţinute prin diverse scheme de flotaţie diferenţială directă să fie cu totul nesatisfăcătoare. La folosirea unui depresant puternic pentru blendă (cum este cianura de Na), o considerabilă cantitate de sulfură de plumb se depresa, pe cînd prin întrebuinţarea unui depresant mai slab, ca sulfatul de zinc, blenda nu era depresată. In primul caz, cu cianură de sodiu, trebuiau scoase cantităţi prea mari de blendă pentru a ajunge la un randament de plumb acceptabil. La reflotare şi la retratarea produselor intermediare, greutatea separării apărea din nou. Lucrîndu-se cu sulfat de zinc, concentratul de plumb era de la început invadat de blendă, iar reflotarea prezenta aceleaşi dificultăţi. Se poate spune că o parte din galenă se comporta normal faţă de depresant, adică rămînea neinfluenţată, pe cînd o altă parte era caracterizată printr-o suprasensibilitate neobişnuită faţă de aceasta, ea apropiindu-se — ca proprietăţi de flotaţie — de blendă.

Noua schemă aplicată a fost următoarea :

Se flotează un concentrat Cu-Pb, depresîndu-se blenda cu cianură, extrăgîndu-se galena cu flotabilitate normală. Se obţine un concentrat cu 52% Pb, 8% Zn şi 15% Cu, la un randament în metal de circa 75% pentru Pb şi Cu.

Se activează apoi cu sulfat de cupru şi se flotează un concentrat colectiv de Pb-Zn, ce conţine 15% Pb, 42—45% Zn şi 2% Cu. Acest concentrat colectiv este flotat, utilizînd bicromatul de potasiu ca depresant al galenei. Rezultă un concentrat de Zn cu 56—60% Zn, 3—5% Pb şi 0,3—0,7% Cu, iar reziduul de plumb are în medie 50% Pb şi 5—6% Cu.

Rezultatele finale pe întreaga instalaţie sînt :

Produse	Conţinut %			Extracţii %		
	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu
Concentrat Pb - Cu	49,4	8,5	13,8	92,4	22,5	93,3
Concentrat Zn	3,8	58,7	0,3	3,2	70,9	0,3
Steril	1,5	1,6	0,6	4,4	6,7	6,4

— La Darasunsk, în U.R.S.S., se prelucrează un minereu polimetalic complex, care conţine FeS_2, $CeFeS_2$, PbS, ZnS, FeAsS şi Au.

Minereul se macină la —0,2 mm, extrăgîndu-se aurul liber prin zeţaj. După aceea, se face flotaţia colectivă a tuturor sulfurilor.

Pentru îndepărtarea reactivilor din concentratul colectiv, s-au folosit două scheme (fig. 1 şi fig. 2). Una din-

tre ele folosea agitarea timp de 15 min, cu 3,5 kg/t concentrat de cărbune activ. Cealaltă utiliza, pentru curățirea de reagenți, pe lîngă cărbuni activi, și hidrociclonarea. Pentru aceasta, concentratul colectiv se trecea printr-un hidrociclon, a cărui suprascurgere mergea la îngroșător.

Pentru mărirea gradului de îndepărtare a reactivilor, nisipurile îngroșătorului și ale hidrociclonului se uneau și se agitau într-un tanc cu cărbune activ (1,7 kg/t concentrat).

La ambele scheme, pentru depresarea arsenopiritei, concentratul astfel curățat de reactivi era agitat timp

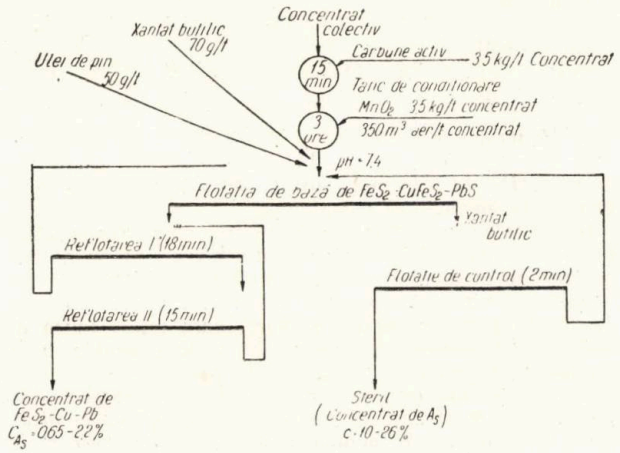


Fig. 1. Schema instalației de la Darasunsk.

de 2—3 ore cu 3,5—5 kg/t concentrat piroluzit. Se flota apoi cu xantat metilic și ulei de pin, un concentrat colectiv de $CuFeS_2$ — PbS — FeS_2. Sterilul era constituit din arsenopirită. Rezultatele obținute prin aceste două scheme sînt:

Denumirea produselor		V %	Conținut %			Extracție %		
			Cu	Pb	As	Cu	Pb	As
Concentrat colectiv	Hidrociclon	100	2,10	1,14	6,54			
Concentrat FeS_2 — Cu—Pb		65	3,00	1,60	1,60	92	91	16
Steril		35	0,45	0,25	15,60	8	9	84
Concentrat colectiv	cărbune activ	100	2,13	0,65	6,50			
Concentrat FeS_2 — Cu — Pb		56	3,60	0,96	1,45	92	82	12
Steril		44	0,40	0,26	12,80	8	18	88

Rezultatele obținute după hidrociclonare au fost mult mai stabile.

Concentratul colectiv de FeS_2 — Cu — Pb a fost separat în concentratul de Cu-Pb și concentratul de pirită, prin utilizarea a 7—8 kg/t var, pentru depresarea piritei și 50 g/t Na_2S, pentru activarea galenei și a calcopinitei. Se obțin concentrate Cu-Pb cu 8,7% Cu și 1,8% Pb, cu extracții de 96,5% Pb și 92,0% Cu.

In sfîrșit, vom mai cita instalația de la Leninogorsk (U.R.S.S.), care folosește desorbția cu sulfură de sodiu.

Instalația de la Leninogorsk, cu o capacitate actuală de 7000 t/24 h, este prima instalație la care s-a aplicat metoda cu desorbție.

In fig. 3, se dă schema actuală de lucru de la această uzină.

Minereul ce conține plumb, zinc, cupru și pirită este măcinat la 45%—200 och/țol și flotat colectiv. Concentratul colectiv de Pb-Cu-Zn-Py este condiționat cu sulfură de sodiu pentru desorbția colectorului și apoi în-

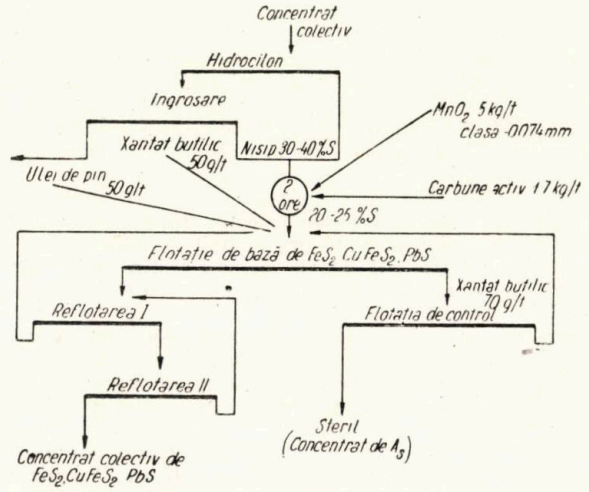


Fig. 2. Schema instalației de la Darasunsk cu hidrociclon.

groșat, pentru îndepărtarea soluției cu reagenți (colectori, spumanți și sulfură de sodiu).

După desorbție și îndepărtarea reactivilor concentratul este remăcinat pînă la 90%—200 och/țol, în prezența cianurii și a sulfatului de zinc, fiind apoi supus flotației selective.

Caracteristic flotației colective este faptul că aceasta este condusă la o înaltă intensitate, cu un consum ridicat de colector puternic (200 g/t xantat butilic și 60 g/t aerofloat), în scopul obținerii unor sterile cît mai sărace și, deci, al unei recuperări în metale cît mai ridicate.

Procesul de desorbție este efectuat după cum urmează:

Concentratul colectiv de la celulele de reflotare merge, cu o diluție foarte mică (40—50% solid), la niște tancuri de condiționare cu sulfură de sodiu, avînd un volum util, necesar pentru a da o perioadă totală de contact de 5—10 minute. Diluția concentratului în tancurile de condiționare trebuie să fie mică (50—40% solid), pentru a reduce consumul de sulfură de sodiu necesar desorbției. In tancurile de condiționare, se face o agitație puternică, căutîndu-se a se evita absorbția de aer.

După condiționarea cu sulfură de sodiu, concentratul colectiv este îngroșat și spălat. Pentru aceasta, el este

alimentat într-un clasor, unde este separat în nisip şi şlam (70% trece în nisip şi 30% în şlam). Nisipul de la primul clasor, diluat cu apă proaspătă, trece într-un al doilea clasor, cu o suprafaţă a lichidului de patru ori mai mică decît a primului. Nisipul acestuia este aproape în întregime spălat de reactivi. Suprascurgerile amblor clasoare sînt combinate şi alimentate la un îngro-

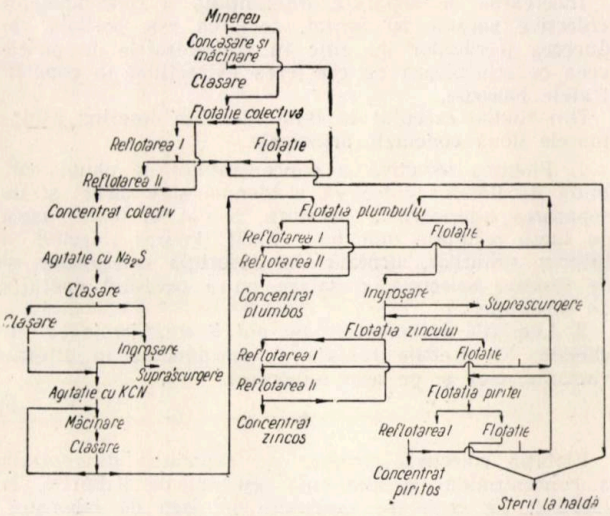


Fig. 3. Schema instalaţiei de la Leninogorsk.

şător, al cărui îngroşat, împreună cu nisipul celui de-al doilea clasor, constituie concentratul colectiv eliberat de reactivi, ce merge la separarea selectivă.

Prin această metodă de îndepărtare a reagenţilor s-a realizat:

O mare eficacitate de îndepărtare a reactivilor (reducere de circa 10 ori) cu un consum mic de apă (circa 1,2 m³ apă proaspătă pe t de concentrat).

Se îmbunătăţesc condiţiile de lucru ale îngroşătoarelor, prin îndepărtarea prin clasare a fracţiunii grobe din concentratul colectiv.

O bună indicaţie asupra completei desorbţii în practica industrială, după această schemă, o constituie spuma albă şi nemineralizată în clasor şi absenţa spumei în îngroşător.

Aplicîndu-se metoda colectivă, la Leninogorsk s-a obţinut, faţă de trecut, o majorare a extracţiei de Pb cu 7% şi a celei de Zn cu 4%, puritatea concentratelor crescînd cu 10% pentru plumb şi 5% pentru zinc. In plus, costul preparării a scăzut cu 25%.

Cercetări efectuate cu minereuri din R.P.R., în vederea aplicării flotaţiei colective de separare diferenţială

Flotarea colectivă, urmată de separarea diferenţială a concentratului, nu şi-a găsit pînă în prezent nici o aplicare industrială la prepararea minereurilor complexe din ţara noastră. Aceste minereuri se prelucrează, indiferent de tipul lor, exclusiv prin flotaţie diferenţială directă. Galena, blenda şi pirita se extrag în concentrate separate de plumb, zinc şi pirită. Dacă minereul mai conţine şi cupru, se recuperează un concentrat de plumb şi cupru, care nu se mai separă ulterior, ci se supune, ca atare, prelucrării metalurgice.

Pentru a determina posibilităţile de aplicare a flotaţiei colective, urmată de separarea diferenţială a concentratului, la prepararea minereurilor complexe din ţara noastră, s-au executat în ultima vreme diferite studii şi încercări de preparare.

Lucrările s-au efectuat pe o gamă foarte variată de minereuri complexe. Compoziţia chimico-mineralogică a acestora a fost foarte diferită. Au fost concentrate minereuri de plumb şi zinc, de plumb, zinc şi pirită. In mod firesc, conţinuturile de metale au variat mult, calitativ şi cantitativ, de la un minereu la altul.

Gradul de concreştere al mineralelor componente a fost diferit de la o probă la alta. S-au încercat minereuri grob concrescute, care — la o măcinare normală de 0,25 mm — erau suficient de bine deschise, cum şi minereuri fin concrescute, care necesită o măcinare înaintată de 0,075 mm.

Gradul de alterare a variat, de asemenea, de la un minereu la altul. Au fost cercetate minereuri nealterate, care, din acest punct de vedere, nu prezentau dificultăţi în flotaţie, cum şi minereuri alterate, cu conţinuturi ridicate de săruri solubile şi caracterizate uneori chiar printr-un dezechilibru chimic, care dădeau naştere la cantităţi apreciabile de toxine în tulbureala de flotaţie.

In sfîrşit, unele dintre minereurile încercate se prelucrează actualmente pe scară industrială, după un flux tehnologic cunoscut şi verificat de-a lungul mai multor ani, în timp ce altele se găsesc încă în faza de cercetare, în scopul definitivării fluxului tehnologic adecvat pentru prelucrarea lor.

★

Dintre lucrările de cercetare efectuate pînă în prezent prin flotaţie colectivă, urmată de separarea diferenţială a concentratului, este de menţionat studiul executat în anii 1956—1957 de către un colectiv de ingineri din cadrul Trustului Minier Baia Mare.

Acest studiu, care a dus la rezultate deosebit de interesante, are la bază un mare număr de încercări executate în mod sistematic în fază de laborator, pilot şi industrial.

Cercetările au fost executate pe bine-cunoscutele minereuri de la Baia Sprie, Herja şi Capnic, în următoarele două variante principale (fig. 4):

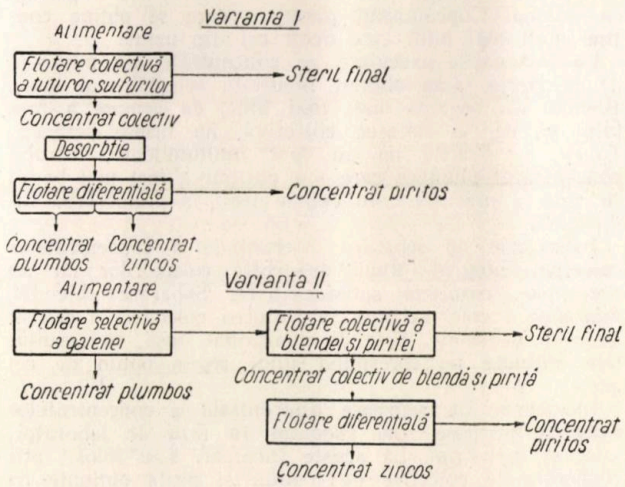


Fig. 4. Variante de execuţie a încercărilor la Baia-Sprie-Herja-Capnic.

1) flotarea colectivă a tuturor sulfurilor, urmată de desorbţia colectorilor şi de flotarea selectivă;

2) flotarea selectivă a concentratului de plumb, urmată de flotarea colectivă a blendei şi a piritei şi de separarea ulterioară a acestora.

In cele ce urmează, vom arăta pe scurt condiţiile de lucru şi principalele rezultate obţinute.

Flotarea colectivă a tuturor sulfurilor (integrală), sau numai a blendei şi a piritei (parţială), a dat în laborator rezultate bune, pierderile de metale din sterilele încercărilor fiind — în marea majoritate a cazurilor — mai reduse decît cele ce rezultă la prelucrarea industrială a minereurilor respective.

Incercările industriale de flotare colectivă au confirmat, în linii mari, rezultatele cercetărilor de laborator.

La flotarea colectivă, integrală sau parţială, a minereului de la Baia Sprie, s-au obţinut sterile finale mai sărace decît la flotaţia diferenţială curentă. Blenda

a fost activată, de fiecare dată, cu sulfat de cupru. Consumul de xantat a fost de circa 130 g/t.

La flotarea colectivă integrală a minereului de la Herja, s-au obținut sterile finale mai sărace în plumb, cupru și sulf, dar mai bogate în zinc decît la flotarea diferențială din uzină. La încercările respective, blenda nu a fost activată cu sulfat de cupru. S-a folosit însă acid sulfuric. Consumul de xantat a fost de 298 g/t.

La flotarea colectivă parțială a minereului de la Capnic, s-au obținut, de asemenea, sterile finale mai sărce decît la flotarea diferențială curentă. Blenda a fost activată cu sulfat de cupru. Consumul de xantat a fost de 73 g/t.

In concluzie, rezultă — deci — că, prin flotarea colectivă, integrală sau parțială a celor trei minereuri încercate, s-au obținut în general sterile finale mai sărace decît la prelucrarea industrială curentă. Aceasta echivalează cu pierderi de metale mai reduse și extracții mai mari. Pentru minereurile de la Baia Sprie și Herja, s-a arătat că s-ar putea lucra, cu o finețe de măcinare mai redusă decît în prezent, ceea ce ar aduce cu sine o creștere a capacității de prelucrare a instalațiilor respective.

Incercările de separare diferențială a concentratelor colective integrale s-au executat în fază de laborator și pilot pe concentratele obținute din minereurile de la Baia Sprie și Herja. La aceste încercări, s-a aplicat procedeul de desorbție cu sulfură de sodiu la consumuri de pînă la 3 700 g/t. Uneori, s-a folosit și cărbunele activ, la consumuri de maximum 1 400 g/t.

Incercările efectuate pe concentrate din minereul de la Baia Sprie au arătat că blenda, care la flotarea colectivă fusese activată cu sulfat de cupru, nu poate fi depresată eficace și flotează în bună parte împreună cu galena. Concentratul plumbos care se obține conține mult mai mult zinc decît cel din uzină.

La încercările executate pe concentrate din minereul de la Herja, s-au obținut rezultate sensibil mai bune. Blenda s-a separat mult mai bine, ca urmare a faptului că ea, la flotarea colectivă, nu fusese activată. Totuși, rezultatele nu au fost mulțumitoare, întrucît concentratul plumbos care s-a obținut a fost mai bogat în zinc și mai sărac în cupru decît la prelucrarea industrială.

Incercările de separare diferențială a concentratelor colective integrale după desorbția colectorilor nu au dat, deci, rezultate satisfăcătoare. Separarea blendei, mai ales a celei activate la flotarea colectivă, a cauzat greutăți deosebite. Este de menționat, însă, că rezultatele obținute nu corespund unui regim optim de reactivi.

Incercările de separare diferențială a concentratelor colective parțiale s-au executat în fază de laborator, pilot și industrial. La aceste încercări s-au folosit atît concentratele colective de blendă și pirită obținute ca atare după flotarea diferențială a galenei, cît și sterilele plumboase obținute după flotarea galenei din concentratele colective integrale.

Pentru minereul de la Baia Sprie, s-au obținut cele mai bune rezultate, verificate, de altfel, în diferite faze de lucru prin separarea diferențială a concentratelor colective de blendă și pirită, obținute ca atare după flotarea diferențială a galenei. Incercările industriale efectuate au arătat că pierderile de zinc în concentratele de pirită pot fi simțitor reduse față de flotația diferențială curentă.

Pentru minereul de la Herja, s-au executat încercări cu sterilul plumbos obținut după flotarea galenei din concentratul colectiv integral, urmărindu-se reducerea la minimum a pierderilor de zinc în pirită. Incercările executate, de altfel, în condiții grele în fază pilot au dat, din acest punct de vedere, rezultate favorabile. Conținutul de zinc al concentratului piritos obținut a fost mai mic decît la flotația diferențială industrială.

Pentru minereul de la Capnic s-au executat încercări cu concentratul colectiv de blendă și pirită obținut ca atare, după flotarea diferențială a galenei. S-a urmărit reducerea pierderilor de zinc în concentratul de pirită. Incercările executate în fază pilot au condus, din acest punct de vedere, la rezultate bune. Pe lîngă un concentrat zincos mult mai bogat, s-a obținut un concentrat piritos cu un conținut de zinc sensibil mai mic decît la flotația diferențială industrială.

Incercările de separare diferențială a concentratelor colective parțiale au arătat, deci, că este posibilă reducerea pierderilor de zinc în concentratele de pirită, ceea ce echivalează cu creșterea extracțiilor în concentratele zincoase.

Din studiul executat la Baia Mare se desprind următoarele două concluzii principale:

1. Flotarea selectivă a concentratului de plumb, urmată de flotarea colectivă a blendei și a piritei și de separarea ulterioară a acestora, a dat în toate fazele de lucru rezultate mai bune decît flotarea colectivă a tuturor sulfurilor, urmată de desorbția colectorilor și de flotarea selectivă, deoarece nu a necesitat operația de desorbție.

2. Lucrările de cercetare nu pot fi considerate ca încheiate. Ele trebuie reluate și aprofundate în diferite variante, cum și pe alte minereuri.

★

Flotația colectivă, urmată de separarea diferențială a concentratului, a mai fost aplicată de ICEMIN, la lucrările de cercetare executate în fază de laborator, în anii 1956—1957, pe minereurile de la Țibleș, Muncelul Mic și Ruschița.

Vom arăta, pe scurt, condițiile de lucru și principalele rezultate obținute.

Minereul de la Țibleș este un minereu complex de tip hidrotermal, afectat în mare măsură de fenomene de alterare. Mineralizația constă în principal din: marcasită, pirită, galenă, blendă și calcopirită. Ca minerale de gangă intervin: cuarț, calcită și feldspați.

Minereul este grob concrescut, astfel încît, printr-o măcinare la 0,25 mm, cele mai multe dintre asociații sînt desfăcute.

Cercetările s-au efectuat pe o probă de minereu conținînd circa 3,8% Pb, 0,4% Cu, 2,4% Zn și 16,7% S.

Minereul s-a flotat mai întîi diferențial la o măcinare de 0,25 mm.

La flotarea colectivă, urmată de separarea diferențială a concentratului, s-a aplicat procedeul de desorbție a colectorilor. S-a urmărit, în special, îmbunătățirea separării plumbului de zinc.

Minereul brut a fost măcinat la 0,25 mm și flotat colectiv. S-a încercat mai întîi ca, depresînd pirita cu var, să se extragă un concentrat colectiv de plumb și zinc, care să fie apoi separat după desorbția colectorilor. Această tentativă nu a reușit, întrucît varul depresa puternic galena. De aceea, s-a trecut la scoaterea în spumă a tuturor sulfurilor într-un singur concentrat. Consumul de colector a fost de 192 g/t.

Desorbția colectorilor s-a executat agitînd concentratul colectiv timp de 20 de minute cu 6 250 g/t sulfură de sodiu și 7 500 g/t carbonat de sodiu. Colectorii desorbiți și trecuți în soluție au fost îndepărtați prin spălare.

La flotația diferențială s-a separat mai întîi galena și apoi blenda, rămînînd în steril pirita.

Dacă se compară aceste rezultate cu acelea obținute la flotația diferențială directă, atunci se constată că ele sînt cu mult inferioare. Concentratele de plumb și de zinc sînt mult mai sărace, extracțiile de metale sînt mai scăzute, iar separarea plumbului de zinc este cu totul nesatisfăcătoare.

Minereul de la Muncelul Mic este un minereu complex de origină hidrotermală. Mineralizația este localizată în șisturi cristaline și constă în principal din blendă și galenă, care sînt însoțite de cantități reduse de pirită și calcopirită. Ca minerale de gangă, intervin mai ales: cuarț, sericit și clorit.

Minereul este afectat de foarte slabe fenomene de alterare, care au dat naştere la cantităţi cu totul subordonate de limonit şi covelină.

Caracteristica principală a minereului de la Muncelul Mic este asociaţia foarte intimă dintre galenă şi blendă. Galena se prezintă în proporţie de 52%, în grăunţi cu dimensiuni sub 0,070 mm incluşi în masa blendei. Din acest motiv, desfacerea concrescenţelor dintre galenă şi blendă necesită o măcinare foarte înaintată la 0,075 mm. Aceste sulfuri sînt mult mai grob concrescute cu mineralele de gangă, de care pot fi desfăcute printr-o măcinare normală la 0,25 mm.

La cercetările efectuate în anul 1956 cu minereul de la Muncelul Mic, s-a lucrat pe o probă conţinînd circa 3,0% Pb, 0,3% Cu, 6,6% Zn şi 4,8% S.

Minereul s-a flotat mai întîi diferenţial la o măcinare de 0,075 mm.

La flotarea colectivă urmată de separarea diferenţială a concentratului, s-a aplicat procedeul de desorbţie a colectorilor.

Minereul brut a fost măcinat la 0,25 mm şi flotat colectiv. Consumul de colector a fost de 115 g/t. S-a constatat că o bună parte din blendă rămînea în steril. De aceea, după recuperarea concentratului colectiv, blenda din steril a fost activată cu sulfat de cupru şi extrasă separat, într-un produs intermediar de zinc. Acesta urma să fie adăugat concentratului de zinc obţinut prin separarea concentratului colectiv.

Concentratul colectiv a fost măcinat apoi la 0,075 mm pentru desfacerea concrescenţelor dintre galenă şi blendă. Desorbţia colectorilor s-a executat agitînd concentratul timp de 10 min, cu 1 500 g/t sulfură de sodiu şi 250 g/t carbonat de sodiu. Colectorii desorbiţi şi trecuţi în soluţie au fost îndepărtaţi prin spălare, împreună cu o parte din mîluri.

La flotaţia diferenţială s-a flotat galena, depresînd blenda.

Dacă se compară aceste rezultate cu cele obţinute la flotaţia diferenţială directă, atunci se constată că ele sînt sensibil inferioare. Concentratele sînt mult mai sărace, extracţiile de metale sînt mai mici, iar separarea plumbului de zinc este nesatisfăcătoare.

Studiul flotaţiei colective, executat în anul 1957 pe minereul de la Ruşchiţa, a avut ca obiect cercetarea diferitelor scheme de separare a concentratelor colective şi a posibilităţilor lor tehnologice.

Proba pe care s-a executat studiul a avut următoarele conţinuturi de metale:

Pb = 7,17%;
Zn = 4,65%;
Cu = 0,098%;
Fe = 3,38%.

In vederea obţinerii unor indici de comparaţie, minereul s-a flotat mai întîi diferenţial, la o măcinare de 0,15 mm (măcinarea actuală din instalaţia Ruşchiţa).

O altă serie de încercări au urmărit stabilirea condiţiilor optime de flotaţie colectivă. Aceste încercări au fost conduse pe două căi: cu activarea prealabilă a blendei şi fără activarea ei. Deoarece studiul mineralogic a arătat o concrescenţă între sulfuri şi gangă superioară lui 0,25 mm, flotaţia colectivă a fost executată la această măcinare, urmărind ca — dacă va fi cazul — numai concentratul colectiv să fie măcinat mai fin. Consumul de colector a fost de 120 g/t. Rezultatele au arătat că, prin flotaţia colectivă cu activarea blendei, se obţin extracţii de metale superioare flotaţiei diferenţiale directe. Fără activarea blendei, rămîne în steril circa 40—45% din zinc, extracţia de plumb menţinîndu-se la aceleaşi valori.

Separarea concentratului colectiv a fost studiată pe mai multe linii de cercetare, ea constituind partea principală a cercetărilor:

a) după o prealabilă desorbţie cu sulfură de sodiu;

b) după desorbţie cu alţi reactivi ($NaOH$, Co_3Na_2 şi cărbune activ);

c) fără desorbţie prealabilă.

a) Separarea concentratului colectiv după desorbţie cu sulfură de sodiu, s-a executat pe concentrat cu blenda activată şi pe concentrat cu blenda neactivată.

Separarea concentratului cu blenda activată a dat rezultate slabe, atît prin flotaţia diferenţială directă, cît şi prin flotaţia inversă.

Rezultatele obţinute la separarea concentratului cu blenda neactivată au fost mai bune. Desorbţia

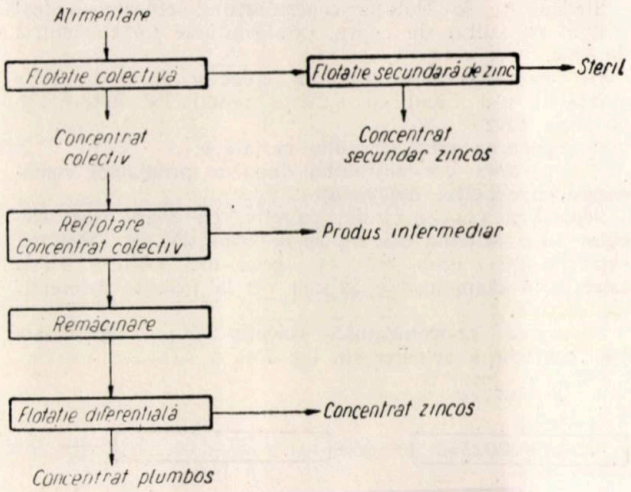


Fig. 5. Flotaţie diferenţială după desorbţie cu cărbune activ Ruşchiţa. Schemă de lucru.

s-a făcut, în acest caz, cu 2 250 g/t sulfură de sodiu, timp de 15', fiind urmată de trei spălări pentru îndepărtarea reactivilor. La separarea concentratului colectiv s-au utilizat reactivi obişnuiţi.

Se constată că separaţia între plumb şi zinc în concentratul plumbos este bună, însă extracţia în plumb este redusă, datorită — probabil — depresării galenei de către sulfura de sodiu.

b) La separarea concentratului colectiv după desorbţie cu alţi desorbanţi, s-a studiat modul de acţiune a

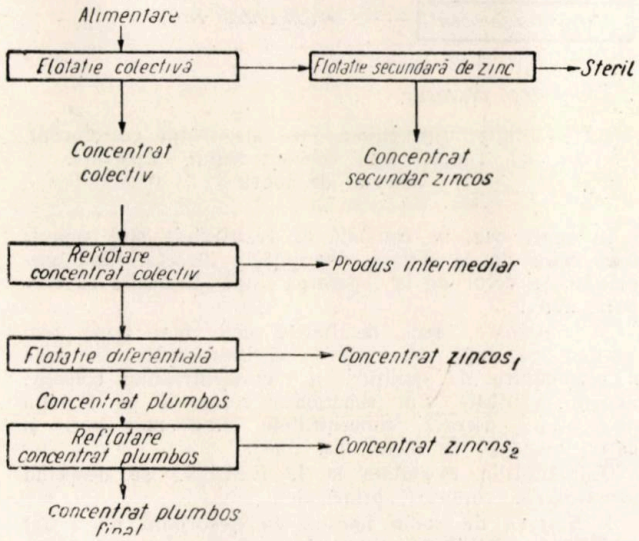


Fig.6. Flotaţie diferenţială fără desorbţia colectorilor. Ruşchiţa. Schemă de lucru.

carbonatului şi a hidratului de sodiu cum şi a cărbunelui activ.

Incercările au arătat că, prin folosirea carbonatului şi a hidratului de sodiu, cel puţin la consumuri acceptabile în industrie, desorbţia nu se face în bune condiţii, separarea concentratului colectiv nerealizîndu-se.

In schimb, utilizarea cărbunelui activ a dus la rezultate foarte bune, superioare celor obținute prin flotația diferențială directă.

Schema de lucru în timpul cercetărilor a fost cea din fig. 5. Concentratul colectiv a fost flotat fără activarea blendei și reflotat pentru îndepărtarea sterilului, după care a fost agitat pentru desorbție, timp de cinci minute, cu 500 g/t cărbune activ. La separarea sa diferențială, s-a flotat galena, depresînd blenda.

Sterilul de la flotația concentratului colectiv a fost activat cu sulfat de cupru, extrăgîndu-se un concentrat de zinc.

c) Separarea concentratului colectiv fără desorbție prealabilă s-a făcut cu ajutorul reactivilor depresanți, pe două căi:

— separarea concentratului ca atare;

— separarea concentratului după o prealabilă remăcinare cu reactivi depresanți.

Separarea concentratului colectiv, ca atare, s-a executat după schema din fig. 6. Se constată că, exceptînd extracția de plumb, care este ceva mai redusă, rezultatele sînt comparabile cu cele de la flotația diferențială directă.

Separarea concentratului colectiv după remăcinare s-a făcut după schema din fig. 7.

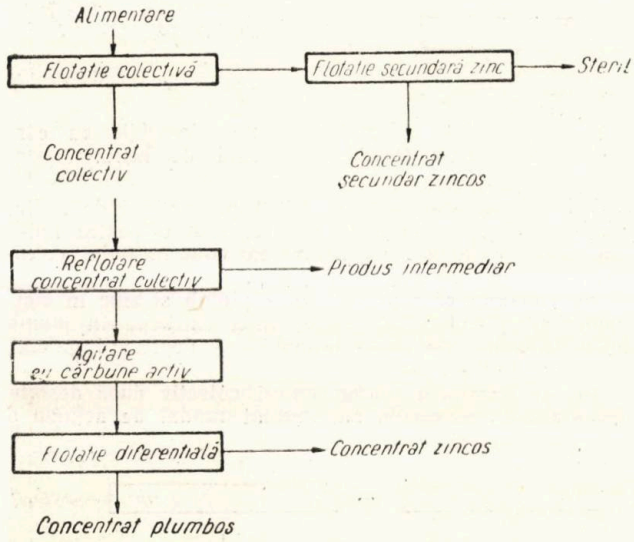


Fig.7. Flotație diferențială fără desorbția colectorilor, dar cu remăcinarea concentratului. Ruschița. Schemă de lucru.

In acest caz, se constată că rezultatele sînt superioare celor de la flotația diferențială directă, fiind asemănătoare celor de la separarea după desorbție cu cărbune activ.

In concluzie, deci, rezultatele cele mai bune s-au obținut fie după desorbție cu cărbune activ, fie după o remăcinare de curățire a concentratului colectiv. Aceste rezultate sînt superioare celor de la flotația diferențială directă, concentratele fiind mai pure și avînd extracții în metal mai mari.

Din studiile executate la I.C.E.M.I.N., se desprind următoarele concluzii principale:

1. Sulfura de sodiu folosită ca desorbant nu a dat rezultatele așteptate. In unele cazuri, ea a depresat parțial galena. Rezultatele pozitive obținute în alte părți obligă însă la continuarea studiului acestui reactiv.

2. Pentru desorbție se poate folosi, cu rezultate bune, cărbunele activ.

3. O separare bună se poate obține și fără desorbant, dar după o prealabilă măcinare de curățire a concentratului colectiv.

4. Pentru precizarea condițiilor de aplicare a flotației colective, urmată de separarea diferențială a concentratului, este necesară continuarea lucrărilor de cercetare.

Perspectivele aplicării în R.P.R. a flotației colective, urmată de separarea diferențială

Trecînd în revistă posibilitățile de aplicare, în țara noastră, a flotației colective, urmată de separarea diferențială a concentratului, se pot trage următoarele concluzii cu caracter general:

1. Flotația colectivă urmată de separarea diferențială a concentratului este în mod incontestabil o metodă de preparare modernă, care poate avea o eficacitate mai mare decît flotația diferențială directă, conducînd la rezultate mai bune din punct de vedere tehnologic și economic.

2. Separarea diferențială a concentratului colectiv constituie miezul problemei. Ea se poate executa pe căi diferite, în funcție de natura minereului și de condițiile de lucru. In unele cazuri, separarea diferențială este posibilă în mod nemijlocit, în alte cazuri este necesară neapărat o desorbție eficace a colectorilor de la suprafața mineralelor și îndepărtarea lor din soluție. Intre aceste posibilități extreme există numeroase variante intermediare.

3. Aplicarea procesului de desorbție a colectorilor de la suprafața mineralelor reprezintă ipoteza de lucru cea mai grea, în vederea separării diferențiale a concentratului colectiv.

Aplicarea acestui proces necesită crearea unor condiții optime de lucru, întrucît eficacitatea lui depinde de unii parametri cu valori critice.

4. Flotarea colectivă urmată de separarea diferențială a concentratului nu are, în general, o aplicare industrială prea mare, iar separarea diferențială după desorbția prealabilă a colectorilor se aplică la un număr redus de instalații. Fluxurile tehnologice ale acestor instalații sînt, în general, complicate, sau — în orice caz — mai complicate decît flotația diferențială directă.

5. Cercetările efectuate pînă în prezent pe minereurile complexe din țara noastră, în diferite faze de lucru, arată clar că lucrările trebuie continuate pentru determinarea condițiilor de lucru și a rezultatelor optime, cum și pentru simplificarea schemelor tehnologice deja elaborate. Principalele dificultăți întîmpinate, pînă în prezent, la încercările executate privesc tehnologia însăși, natura reactivilor desorbanți și aparatura folosită. Actualmente, nu sînt suficient de bine conturate premizele de aplicare industrială în țara noastră a flotației colective, urmată de separarea diferențială a concentratului.

6. Din lucrările de cercetare efectuate, rezultă însă că flotarea colectivă, urmată de separarea diferențială a concentratului poate veni în discuție pentru îmbunătățirea rezultatelor obținute actualmente la prelucrarea industrială a unora dintre minereurile noastre complexe (Baia Sprie, Herja, Capnic). Considerente de ordin economic fac indicată această metodă pentru prelucrarea acestor minereuri la care mineralele utile sînt grob concrescute cu ganga și fin asociate între ele, la care s-ar putea obține o reducere simțitoare a cheltuielilor de măcinare (Muncelul Mic).

Avînd în vedere avantajele tehnico-economice pe care le poate oferi această metodă modernă de flotație, este necesar ca ea să rămînă în continuare în atenția specialiștilor din țara noastră. Aprofundarea ei ar putea conduce la rezultate finale pozitive, întrucît elementele de apreciere pe care le avem în prezent sînt încurajatoare.

Documentare

V. A. Siniţîn: **Un nou dispozitiv topografic: micul girocompas minier.** Ugol 32 (1957), nr. 9, p. 38—39.

Procedeul de orientare giroscopică este aplicat pe o scară largă în minele din U.R.S.S., deoarece dă erori de ±1'10". Noul girocompas este de tipul cu un singur rotor cu suspensie în fluid a elementului sensibil. Diametrul — 55 mm, greutatea girocompasului — 430 g, turaţia — 22 000 rot/min, perioada de oscilaţie — 18 minute. Greutatea întregului aparat (dispozitiv, transformator electric şi acumulator) — 60 kg.

I. Kleinev şi G. Lubina: **Susţinerea în spirală a puţurilor circulare.** Glückauf, 93 (1957), nr. 37/38, p. 1137—1148.

După ce arată dezvoltarea continuă a susţinerii metalice, autorul descrie noul tip de susţinere: spirale de fier profilat dublu T, precum şi încercările la presiune la care a fost supus un model de astfel de susţinere. In spatele spiralei metalice se bandajează pereţii puţului, cu eventuala betonare a spaţiului din spatele bandajelor. Acest mod de susţinere permite reducerea cu circa 35% a metalului necesar în cazul susţinerii metalice obişnuite a puţului. Cheltuielile de manoperă se reduc cu 50—70% faţă de susţinerea cu inele metalice obişnuite.

K. Repetaki: **Viitorul automatizării în minerit.** Glückkauf, 93 (1957), nr. 31/32, p. 945—958.

După o scurtă prezentare a principiilor de bază ale comunicaţiei, blocării, semnalizării şi automatizării, se prezintă principalele realizări din minerit în acest domeniu şi anume: automatizarea staţiilor de pompe prin sistemul Thyratron, semnalizările prin cablu flexibil, combina teleghidată Carbide Miner, susţinerea hidraulică mecanizată sistem Becont, instalaţiile de extracţie automatizate,, instalaţiile de încărcat în vagonete, instalaţiile automatizate de ventilatoare, instalaţiile automate de determinat şi înregistrat metanul, instalaţia de televiziune pentru subteran ş.a.

K. Block: **Incercări de exploatare a unui strat subţire.** Glückauf, 93 (1957), nr. 35/36, p. 1069—1084.

Autorul arată în introducere ponderea exploatării stratelor subţiri în principalele bazine vest-germane (6—96% din producţia totală).

In continuare se indică metodele de tăiere pentru zăcămintele orizontale (plug, screper, haveze, combine) şi pentru cele de mare înclinare (ciocan de abataj, plug, pilă de cărbune, haveze). Sînt trecute în revistă mijloacele de transport, dintre care cele mai largi perspective le are banda cu ramura inferioară portantă la înclinările foarte mici şi plasa jgheab la înclinările mari. In încheiere se fac unele consideraţii asupra susţinerii abatajelor din stratele subţiri la diferite înclinări.

* * *: **Conferinţa internaţională a experţilor în prevenirea prafului în minerit.** Journal of the Mine Ventilation Society of South Africa, 10 (1957), nr. 6, p. 117—122.

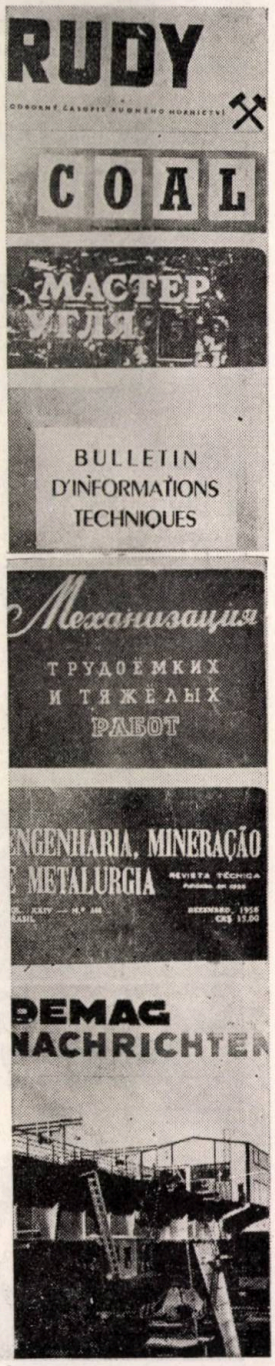
Conferinţa a avut loc între 21 şi 26 noiembrie 1955 la Geneva cu reprezentanţi din S.U.A., Franţa, R. P. Polonă, Suedia, Italia, Anglia, Belgia, Germania şi Uniunea Sud Africană. S-a lucrat în următoarele comisii: exploatări de cărbuni, mine metalifere, tunele şi cariere. Conferinţa a aprobat înfiinţarea centrului de schimb de informaţii de pe lîngă Oficiul internaţional al muncii.

In combaterea prafului se observă rezultate mai bune datorită aplicării procedeelor cunoscute pe o scară mai largă. In special este recomandată injectarea de apă în strat (20 m) la mare presiune (150 kg/cm²). In ce priveşte perforarea umedă, injecţia laterală este mai bună decît cea axială.

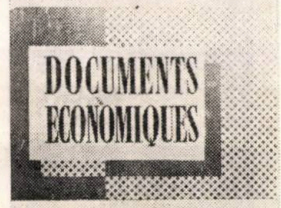
In ce priveşte determinările de prăfuire (aparataj şi metode de determinare) s-a propus iniţierea unor lucrări de standardizare pe baza unei complete documentări în toate ţările.

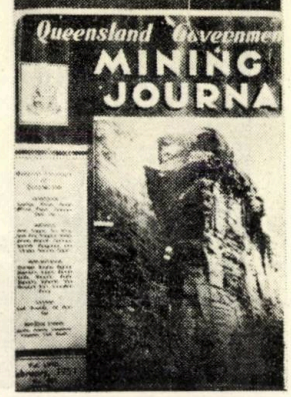
G. Midler şi R. A. Ridsdale: **Susţinerea capetelor abatajelor frontale.** Iron and Coal, 175 (1957), nr. 4661, p. 663—675.

Autorul analizează modul în care sînt susţinute punctele de racordare dintre abatajele frontale şi galeriile de bază, considerate drept unul dintre punctele cele mai grele de susţinut. Autorul propune o serie de soluţii de scheme de armare în lemn sau în metal, dînd desenele dispozitivelor speciale de rigidizare a acestor susţineri.



DOCUMENTARE





* * *: **Conferința tehnico-științifică pentru aplicarea izotopilor radioactivi în știința și economia națională.** Ugol 32 (1957), nr. 7, p. 46—47.

Această conferință a avut loc la Moscova în aprilie 1957 și au luat parte 4 000 de delegați din 15 țări.

O serie de referate au tratat posibilitatea aplicării radiațiilor radioactive la prepararea cărbunilor și la controlul calității. Astfel s-a prezentat un prototip de separator hidrometric pentru separarea automată a bucăților de cărbune de cele de steril; o metodă rapidă de control al conținutului produselor preparării, metodă radiometrică de cercetare a mecanismului preparării cărbunilor.

* * *: **A treia conferință de preparare în R. Cehoslovacă.** Ugol 32 (1957), nr. 8, p. 48.

In decembrie 1956 a avut loc la Kosice cea de-a treia conferință de preparare din R. Cehoslovacă. In cadrul conferinței s-au prezentat 30 de referate privind tehnica preparării cărbunilor și minereurilor, teoria preparării și proiectarea instalațiilor de preparare.

* * *: **Activitatea Institutului Ghiprorudmas.** Gornîi Jurnal, 132 (1957), nr. 8, p. 50.

Dintre realizările acestui institut de proiectări de utilaj minier citäm: perforatorul PRS de greutate medie și cu frecvență mare (3 200 lovituri/minut), tipul PR—1 de 22 kg și 6 260 lovituri/minut; sondeza BAV—1 pentru foraj cu diametrul de 1 m, putere 40 kW; cărucior de perforare cu 6 brațe; instalația KT—1 pentru torcretarea în beton a galeriilor (productivitate 15 m galerie/oră); ventilatoare electrice de 5,6—6kW de 90 m³/min și 114—280 mm col. apă.

I. L. Ettingher și E. G. Lambe: **Variația rezistenței mecanice a cărbunelui în cazul saturării sale cu gaze.** Ugol 32 (1957), nr. 10, p. 35—36.

Cercetările s-au efectuat în laborator cu ajutorul unei instalații a cărei descriere este dată de autor. Efectul acțiunii mediului gazos asupra rezistenței cărbunelui este legat de prezența în acesta a fisurilor genetice și la același grad de fisurare, acțiunea mediului gazos asupra cărbunelui este determinată de proprietățile de adsorbție. Aerajul activ al abatajelor acționează asupra rezistenței cărbunelui, deoarece sparge pelicula de gaze de pe fața frontului și forțează degazarea.

M. Rösner: **Instalații subterane de iluminat antigrizutoase.** Glückauf, 93 (1957), nr. 37/38, p. 1148—1159.

Tratînd problema iluminatului pe galerii, autorul prezintă noi tipuri de transformatoare de curent continuu, de dimensiuni reduse, de 1 000 VA, de la 500/200 V. Pentru abataje sînt indicate schemele și aparatajele cele mai potrivite.

I. V. Seledkov: **Exploatarea zăcămintelor de minereu de fier din Lotaringia.** Gornîi Jurnal, 132 (1957), nr. 12, p. 13—16.

Zăcămîntul de fier din Lotaringia are o suprafață de circa 1 000 km², fiind format din mai multe strate cu grosimi de 1,5 pînă la 9 m.

Lucrările de perforare se efectuează cu perforatoare rotative pneumatice, cu viteza de foraj 1,5—2,0 m/min. Uneori ele se montează pe cărucioare cu două brațe, montate pe pneuri. Transportul se face cu vagonete auto de 6—20 t, iar încărcarea — cu mașini cu acțiune continuă cu brațe. Exploatarea se face în camere, iar susținerea prin ancore. Productivitatea muncii pe mină este de 9 t/post, pierderile de exploatare fiind de 12—14%.

E. Horalkova: **Observații asupra influenței cîtorva elemente constructive ale hidrocicloanelor asupra modului lor de lucru.** Rudy, 5 (1957), nr. 9, p. 324—327.

Autoarea analizează în articol modificările constructive ce trebuie aduse hidrociclonului pentru prepararea caolinei și argilei. Se evidențiază diferențele în ce privește diametrul, stabilite după relațiile diferite ale lui Trewinski, Tarjan și Dahlstrom indicînd domeniul de valabilitate al fiecăreia. Totodată, se insistă asupra elementelor ce trebuie modificate la hidrociclon pentru a influența calitatea preparării.

Holubav V. și Kujcik I.: **Măsurători fotometrice ale puterii de reflectare a cărbunilor.** Uhli, 7 (1957), nr. 11, p. 381—387.

Autorii au construit o alonjă fotometrică de comparare cu care au dotat microscopul Recihart MeF pentru măsurarea puterii de reflexie a cărbunilor. Măsurătorile efectuate au permis verificarea componentelor optice ale lui Seyler.

J. Teindl și E. Hila: **Cîteva observații privitoare la durata de serviciu și coroziunea cablurilor în mină.** Uhli, 7 (1957), nr. 10 p. 325—330.

Se consideră în mod obișnuit că numai cauzele de ordin metalurgic sînt principale în cazul duratei și corodării cablurilor. Autorii, analizînd problema, prezintă influența unora dintre factori, insistînd în mod special asupra efectului inimii cablului. Totodată sînt prezentate procedeele de prelungire a duratei de serviciu a cablurilor în special prin zincarea firelor.

Mochocek V.: **Măsurători prin sondaj cu carotaj radioactiv.** Uhli, 7 (1957), nr. 10, p. 331—335.

Autorul descrie două metode de măsurare a radioactivității naturale și secundar a rocilor prin sonde.

Totodată sînt prezentate metodele curente de măsurat și analizarea lor din punct de vedere geologic și geofizic.

In continuare se prezintă principiul de funcționare al aparatajului de măsură pentru carotajul radioactiv și se apreciază importanța acestei metode pentru explorarea zăcămintelor de cărbuni.

H. M. Hedley: **Controlul coperișului în cazul unor condiții anormale în abataj.** Iron and Coal, 175 (1957), nr. 4664, oct., p. 851—858.

Autorul descrie lucrările din stratul Basty de la mina Wingate (Anglia). Stratul are

I. P. 2, c. 1048

KÖNYVTÁR-ORSZÁG 1883

o grosime de 1,2 m, cu două intercalații în grosime de 12 cm, avînd în coperiș 1,2—1,5 șist și nisip. Abatajele cu lungimi de 120—130 m se susțin în lemn cu două rînduri de stive, iar dirijarea presiunii se face prin prăbușire parțială între coaste de rambleu. Pentru a realiza o susținere sigură s-a hotărît lăsarea sub coperiș a unui banc de cărbune de 25 cm sub care se realizează susținerea cu stîlpi hidraulici. Imediat după realizarea fagaului sub bancul de cărbune de la coperiș se introduc în făgaș grinzi de lemn ce se susțin în consolă pe stîlpii din front pînă la tăierea cărbunelui.

H. Grupe: **Dispozitiv de verificare electromagnetică a cablurilor și perspectivele sale.** Glückauf, 93 (1957), nr. 37/38, p. 1168—1171.

Autorul face o prezentare a dispozitivului electromagnetic de verificare a cablurilor creat în 1931 la stația de verificat cabluri de la Bochum. Totodată se prezintă noile dispozitive și diferitele diagrame ridicate de dispozitiv și care permit detectarea punctelor stabile din cablu.

* * *: **Realizări în domeniul preparării mecanice.** The Mining Journal, 249 (1957), nr. 6372 (4 octombrie), p. 392—393.

Articolul este o primă dare de seamă asupra Congresului Internațional de Preparare de la Stockholm din 18—21.IX.1957. In total au fost prezentate 33 de referate în opt secțiuni.

Trei referate s-au ocupat de problema determinării teoretice a cantității de energie necesare sfărîmării, deoarece legea lui Rittinger își pierde valabilitatea la suprafețe specifice mai mari de 2 500 cm^2/cm^3.

In secțiunea teoriei flotației unul din referate a prezentat problema efectului *p*H datorit unui electrolit și influența sa asupra floculării. In problemele sfărîmării unul din referate a tratat problema măcinării la viteze superioare celei critice în morile cu bile.

Dintre problemele de clasare și separare gravitațională, cele legate de folosirea hidrocicloanelor au atras în special atenția; astfel unele referate s-au ocupat de teoria hidrociclonului stabilind influența mărimii orificiilor asupra caracteristicilor de spălare, iar altele au prezentat noile construcții de hidrocicloane.

P. Cehovskoi: **Mine de cărbune de tip nou.** Prom.-Ekonom. Gazeta, nr. 15, 1958.

Institutele de proiectare ale industriei carbonifere extractive din Uniunea Sovietică desfășoară o vastă activitate în vederea elaborării proiectelor pentru construcția în diferite bazine ale țării a unor mine de proporții mult mai mari decît cele aflate în funcțiune, ale căror indici tehnico-economici vor depăși cu mult indicii ce se obțin astăzi atît în minele sovietice, cît și în străinătate.

Dacă astăzi producția medie zilnică a unei mine reprezintă în 24 ore aproximativ 930 tone, pentru noile mine, ce se proiectează în bazinele Donet, Kuznețk, Karaganda și Peciora, se prevede o producție zilnică medie de 10 000—20 000 tone.

Proiectanții acestor întreprinderi uriașe nu se bazează numai pe tehnica modernă de astăzi, ci caută o serie de soluții mai perfecte. Activitatea lor este axată pe crearea unor mine în care munca omului să fie redusă la minimum. Această idee se va transpune în fapt prin aplicarea extracției cu agregate cu telecomandă, la care muncitorii în abataj vor fi înlocuiți prin mașini automate, care afînează, depilează, încarcă și transportă cărbunele de-a lungul frontului, și care dirijează acoperișul. Armarea lucrărilor va fi realizată cu ajutorul susținerii mecanizate pășitoare. Toate mecanismele legate cinematic între ele vor avea o comandă comună.

In minele de noul tip se va aplica un sistem mai rațional de exploatare și anume prin metoda stîlpilor și camerelor lungi, ceea ce va accelera înaintarea abatajelor de 2—3 ori.

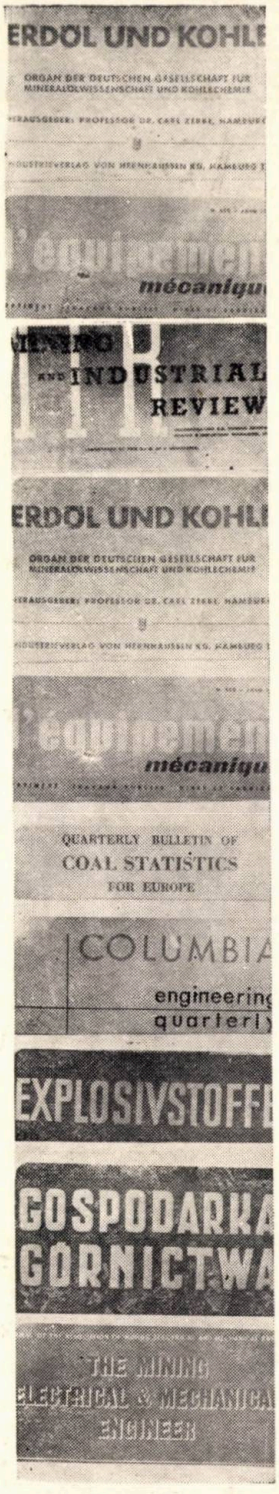
Ritmul rapid de înaintare va fi asigurat în lucrările pregătitoare de combinele de timpul SMB, Gumennik și altele.

In proiectele minelor de tip nou se dă o serie de soluții interesante pentru mecanizarea tuturor proceselor de rambleiere și lăsarea sterilului în spațiul exploatat, datorită cărora se vor reduce procesele cu un volum mare de muncă, se va mări eficacitatea transportului și extracției la zi.

Componența construcțiilor de la suprafață va suferi modificări radicale. Volumul construcțiilor se va reduce prin comasarea clădirilor, excluderea silozurilor, terricoanelor, încăperilor pentru mașini de extracție, ceea ce va duce la ralizarea unor însemnate economii.

Indicii tehnico-economici ai minelor de tip nou vor depăși cu mult tot ce s-a realizat pînă acum în acest domeniu. Astfel în bazinul Donet productivitatea unui muncitor de la extracție va ajunge pe schimb la 7 tone, adică va fi de 2—2,5 ori mai mare decît în prezent. Și mai mare va fi productivitatea muncii la noile mine din bazinele Kuznețk și Karaganda, unde se prevede o creștere a acestui indice de 4—4,5 ori. Prețul de cost al cărbunelui extras se va reduce în comparație cu cel actual de 2,5—3 ori.

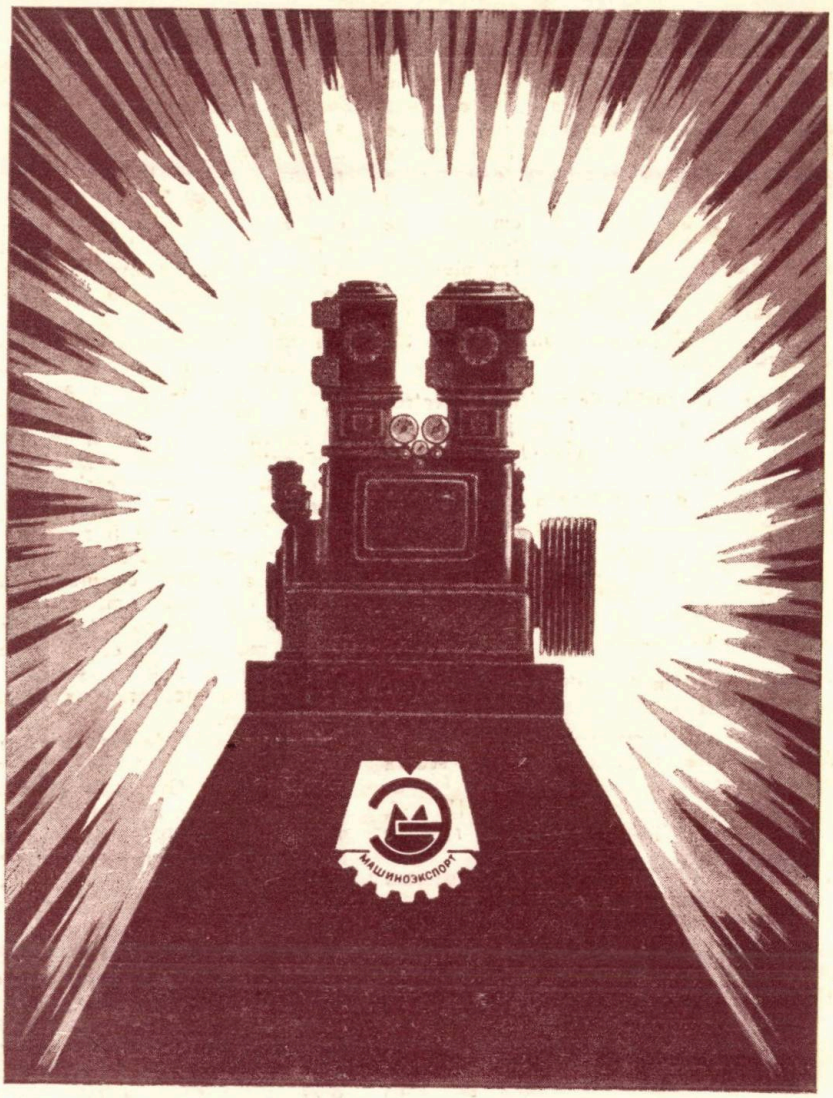
Calculele efectuate în cursul proiectării arată că investițiile de capital pentru 1 tonă cărbune din producția anuală se vor reduce cu 36% în bazinul Donet, cu 40% în bazinul Kuznețk, iar în bazinele Karaganda și Peciora — la jumătate.



DOCUMENTARE

VSESOJUZNOJE
OBJEDINENIJE

MACHINOEXPORT



exportă:

compresoare
şi ventilatoare
compresoare:
de aer
de gaz
fixe
mobile
turbosuflante
suflante de gaz
ventilatoare
exhaustoare
pompe de fum

În toate problemele de achiziţionare a utilajului vă rugăm să vă adresaţi pe adresa:

exports:

compressors and
fans
compressors:
air compressors
gas compressors
stationary compressors
portable compressors
turbo air blowers
gas blowers
fans
exhausters
induced draught fans

Please address all enquiries in connection with purchasing equipment to:

V/O MACHINOEXPORT
Smolenskaya—Sennaya Ploschad 32/34

MOSCOVA, G—200
Adresa telegrafică: Maşinoexport Moscova

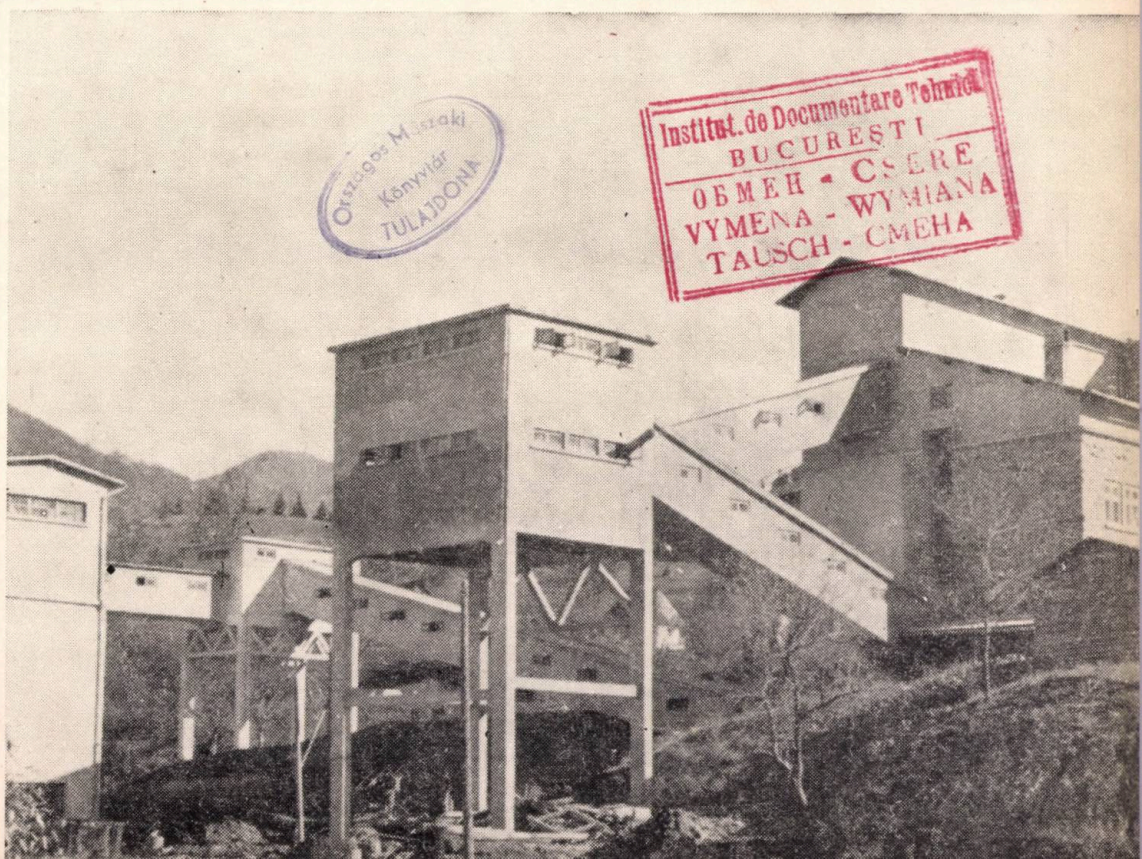
MOSCOW, G—200
Cable address: Machinoexport Moscow

Lei 5

E 1433

KAT

Revista MINELOR



Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН • CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

6

1958

ASIT

Iunie
1958
Anul IX
Nr. 6

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE — DEPARTAMENTUL CĂRBUNE ȘI MINEREURI ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

SUMAR

* * * : **Un deceniu glorios**, pag. 247—248.

POWELL F. C.: **Declarația Federației Mondiale a Oamenilor de Știință cu privire la armele nucleare**, pag. 249.

* * * : **O declarație a profesorului Frédéric Joliot-Curie**, pag. 249.

VANCI GH.: **Considerații tehnico-economice privind valorificarea minereurilor prin prepararea lor mecanică**, pag. 250—257.

ION I. și POPA E.: **Stadiul actual al cercetărilor în domeniul preparării minereurilor feroase și nemetalifere în R.P.R.**, pag. 257—266.

VLAD I.: **Unele aspecte privind tehnica nouă în domeniul preparării minereurilor din U.R.S.S.**, pag. 266—273.

LĂZĂRESCU I.: **Automatizarea operațiilor din instalațiile de prepararea minereurilor**, pag. 273—279.

HÖEPFNER V.: **Tipizarea lanțului elevator**, pag. 279—283.

IONESCU M. N.: **Substanțele humice din cărbune — Formarea, structura și reacțiile substanțelor humice**, pag. 284—292.

DOCUMENTARE

Coperta noastră: **Clădirea noii instalații de preparare de la Baia de Arieș.**

1883

REVISTA MINELOR

ANUL IX — NR. 6 — IUNIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

БАНЧИ Г.: **Технико-экономические соображения по вопросу использования руд путем обогащения.** В статье обобщаются вопросы изложенные на совещании на тему: „Новая техника обогащения руд" состоявшемся в Бая Маре 13—15 декабря 1957 г. Анализируется ряд наиболее существенных технико-экономических вопросов, связанных с обогащением, от разрешения которых зависит дальнейшее развитие горнодобывающей и химико-металлургической промышленности.

Revista Minelor (1958), № 6. стр. 250—257

ИОН И. и ПОПА Е.: **Обзор исследований по обогащению железных и неметаллических руд в РНР.** Приводятся основные результаты исследований руд, проведенных в последнее время. Отмечаются достижения в этой области, благодаря оснащению лаборатории соответствующим оборудованием и подготовке квалифицированных научных сотрудников.

Revista Minelor (1958), № 6, стр. 257—266

ВЛАД И.: **О новой технике обогащения руд в СССР.** После соображений общего характера, автор разбирает два актуальных вопроса: 1) Коллективная флотация комплексных руд с последующей дифференциальной флотацией коллективного концентрата и 2) Обогащение окисленных медных руд.

Revista Minelor (1958), № 6, стр. 266—273

ЛАЗАРЕСКУ И.: **Автоматизация процессов на рудообогатительных Фабриках.** Автор дает краткое описание ряда аппаратов, необходимых для автоматизации процесса обогащения. Описаны: автоматический pH-метр со стеклянным электродом; пневматический регулятор плотности пульпы, конструкции Механобр; аппарат для непрерывного взвешивания руды; указатель присутствия металлов (Механобр); аппараты для автоматизации дробильных агрегатов; аппараты для измерения давления и депрессии и др.

Revista Minelor (1958), № 6, стр. 273—279

ХОПФНЕР В.: **Типизация элеваторной цепи.** Типизация элеваторной цепи представляет значительные преимущества, позволяя в дальнейшем возможность выбора и монтажа типизированных цепей, соответствующих местным условиям.

Revista Minelor (1958), № 6, стр. 279—283

ИОНЕСКУ М. Н.: **Гуминовые вещества в угле (образование, структура и реакция гуминовых веществ).** Вкратце описываются условия образования гуминовых веществ в ископаемых углях, а также существующее положение в области их исследования. Приводятся результаты изучения структуры гуминовых веществ методами окисления и восстановления.

Revista Minelor (1958), № 6, стр. 284—292

SOMMAIRE

VANCI GH.: **Quelques considérations techniques et économiques sur la mise en valeur des minerais par préparation mécanique.** On fait la synthèse des problèmes débattus à la conférence générale de l'industrie minière préparatoire (Baia Mare, de 13 à 15 Décembre 1957) ayant pour thème: „La nouvelle technique dans la préparation des minerais". On examine aussi les facteurs techniques et économiques plus importants qui décideront sur l'orientation future de notre industrie extractive et de l'industrie chimique et métallurgique.

Rev. Minelor no. 6, (1958), p. 250—257.

ION I. et POPA E.: **L'état actuel des recherches dans le domaine de la préparation des minerais ferreux et non-métallifères de la R.P.R.** L'auteur fait un exposé sur les principaux minerais étudiés en donnant aussi les résultats de ces études. Dans les dernières année on a fait de grands progrès dans le domaine de la recherche par l'équipement des laboratoires avec les appareils les plus modernes et par la création des cadres spécialisés de chercheurs.

Rev. Minelor no. 6, (1958), p. 257—266.

VLAD I.: **Quelques aspects de la nouvelle technique soviétique dans la préparation des minerais.** Après quelques considérations d'ordre général, l'auteur s'occupe de plus près des problèmes les plus actuels de la préparation: 1. la flottation collective des minerais complexes suivie par la flottation différentielle du concentré collectif, et 2. la préparation des minerais oxydés de cuivre.

Rev. Minelor no. 6, (1958), p. 266—273.

LAZARESCU I.: **L'automation des opérations dans les installations de préparation des minerais.** L'article contient une courte description de quelques appareils de précision pour le contrôle du processus technologique de la préparation: le pH-mètre automate à électrode de verre, le régulateur pneumatique de la densité du trouble, le détecteur de métaux (Mehanobr), des appareils pour l'automation des agrégats de broyage des appareils pour le contrôle de la pression et de la dépression, etc.

Rev. Minelor no. 6, (1958), p. 273—279.

HÖPFNER V.: **L'unification des types de chaînes élévatoires.** L'unification des types de chaînes élévatoires compensatrices de niveau doit apporter de grands services aux acheteurs et aux fabriquants qui pourront désormais choisir, fabriquer et monter seuls les chaînes élévatoires correspondant à leurs conditions particulières, sans avoir à recourir aux services des institutions de projection.

Rev. Minelor no. 6, (1958), p. 279—283.

IONESCU M. N.: **Les substances humiques du charbon (formation, structure et réactions).** On fait d'abord une courte description des conditions de formation de la substance humique dans les charbons fossiles par la transformation de la matière première végétale. Ensuite on présente l'état actuel des recherches dans ce domaine. Les résultats des recherches effectuées sur la structure des substances humiques par des méthodes d'oxydation et de réduction sont également présentés, avec référence spéciale sur les réactions de ces substances.

Rev. Minelor no. 6, (1958), p. 284—292.

INHALTSVERZEICHNIS

VANCI GH.: **Technische und wirtschaftliche Betrachtungen über die Verwertung der Erze durch deren mechanische Aufbereitung.** Der Aufsatz enthält eine Zusammenfassung der Probleme die bei der Tagung der Aufbereitungsindustrie: „Die neue Technik in der Erzaufbereitung" (Baia Mare, 13.—15. Dez. 1957) besprochen worden sind. Einige für die zukünftige Orientierung unserer Berg- und Hüttenindustrie wichtige technische und wirtschaftliche Probleme sind ebenfalls behandelt.

Revista Minelor, No. 6, (1958), S. 250—257.

ION I. und POPA E.: **Der heutige Stand der Forschungen auf dem Gebiet der Aufbereitung von Eisenerzen und von Nichterzen in der R.V.R.** Von den vielen untersuchten Erzen sind in diesem Artikel die wichtigsten beschrieben und die Untersuchungsergebnisse wiedergegeben. Weiter sind die in den letzten Jahren auf dem Gebiet der Forschung erzielten und durch Ausstattung der Laboratorien mit modernen Geräten sowie durch Ausbildung von Fachforschern möglich gewordenen Fortschritte angegeben.

Revista Minelor, No. 6, (1958), S. 257—266.

VLAD I.: **Einige Probleme der neuen Technik auf dem Gebiet der Erzaufbereitung in der UdSSR.** Nach einigen allgemeinen Betrachtungen, werden von dem Verfasser zwei wichtige Probleme einer eingehenden Untersuchung unterworfen: 1. die von der Differenzialflotation des Kollektivkonzentrats befolgte Kollektivflotation der Blei- Zinkerze und 2. die Aufbereitung der oxydierten Kupfererze.

Revista Minelor, no. 6, (1958), S. 266—273.

LAZARESCU I.: **Die Automatisierung der Arbeiten in den Erzaufbereitungsanlagen.** Man beschreibt folgende für die genaue Verfolgung des technologischen Prozesses nötige Geräte: den automatischen mit Glaseloktrode versehenen pH-Meter, den pneumatischen Trübedichteregler nach Mehanobr, ein Gerät für das Wägen des Erzes auf dem Förderband, den Metallendetektor (Mehanobr), Geräte für die Automatisierung der Zerkleinerungsaggregate, Geräte für die Messung des Druckes und des Unterdruckes, usw.

Revista Minelor, No. 6, (1958), S. 273—279.

HÖPFNER V.: **Die Vereinheitlichung von Anhebekettentypen.** Die Vereinheitlichung der verschiedenen Typen von Anhebeketten wird in der Zukunft dem Verbraucher als auch dem Erzeuger ermöglichen, ohne an eine Projektierungsanstalt zu appellieren, selbst angepasste vereinheitlichte Anhebeketten zu wählen, zu erzeugen und aufzubauen.

Revista Minelor, No. 6, (1958), S. 279—283.

IONESCU M. N.: **Die Humusstoffe in der Kohle (Bildung, Struktur und Reaktionen der humischen Substanz)).** Nach einer kurzen Darstellung der Bedingungen unter denen die Humusstoffe in der fossilen Kohle sich aus der Pflanzensubstanz gebildet haben, wird der heutige Stand der Untersuchungen dieser Stoffe angegeben. Weiter sind die Ergebnisse der für die Strukturbestimmung der Humusstoffe, mit besonderer Berücksichtigung auf ihre Reaktionen, mit dem Oxydations- und Reduktionsverfahren durchgeführten Untersuchungen wiedergegeben.

Revista Minelor, No. 6, (1958), S. 284—292.

CONTENTS

VANCI GH.: **Technical-economical considerations on the utilisation of ores by means of mechanical dressing.** This article presents a synthesis of the problems discussed at the general session of „New technics in ore dressing" (December 13th-15th, 1957 at Baia Mare). It analyses altogether some more important technical-economical aspects, which the further orientation of our extractive and chemical-metallurgic industry depends on.

Revista Minelor, no. 6, (1958), p. 250—257.

ION I. and POPA E.: **The nowadays state of testing and surveys in the field of ferrous and non-ferrous ores from R.P.R.** It deals with the principal ores studied so far, giving also the results. It shows that the progress achieved in this field is due to the modern equipment and qualified staffs of researchers.

Revista Minelor, no. 6, (1958), p. 257—266.

VLAD I.: **Some aspects concerning the new technics in ore dressing field in Soviet Union.** After a brief general presentation the author deals with two problems of greater importance now: 1. the collective floatation of complex ores followed by a differential floatation of the collective concentrate and 2. the ore dressing of oxidate copper ores.

Revista Minelor, no. 6, (1958), p. 266—273.

LAZARESCU I.: **Automation in the installations of ore dressing.** The author briefly describes the machinery needed for the precise pursuit of the processing course, such as: automatic ph-meter with glass electrode, pneumatic regulator of the turbidity density Mehanobr system; the belted measuring device, metal detector (Mehanobr); grinding machines, measuring device of positive and negative pressure, and so on.

Revista Minelor, no. 6, (1958), p. 273—279.

HÖEPFNER N.: **Typisation of elevator chain.** The author shows the achievment of blue printing institute regarding the typisation of level compensating elevator chains. This typisation is available both for the executors as well as for users who further on can choose, execute and set the elevator chains by themselves, according to the particular local conditions.

Revista Minelor, no. 6, (1958), p. 279—283.

IONESCU M. N.: **Humic substances from coal (formation, structure and humic substances reactions)** It briefly shows the formation conditions of humic substances from natural coal, having a vegetal origin as well as the to-day state of testing and surveys. There are shown too the research results got by oxidation and reduction methods, concerning especially their reactions.

Revista Minelor, no. 6, (1958), p. 284—292.

Un deceniu glorios

La 11 iunie 1948, clasa noastră muncitoare, condusă da partid, a înfăptuit actul revoluționar al naționalizării, prin care cea mai importantă parte a mijloacelor de producție: întreprinderile industriale, miniere, bancare, de asigurări și de transport, au trecut în mîna statului, ca bun al întregului popor.

Naționalizarea întreprinderilor a permis trecerea la economia planificată și a descătușat energia creatoare a maselor. Poporul nostru muncitor, strîns unit în jurul partidului, a pornit să înfăptuiască lucrări însemnate, să construiască o puternică industrie socialistă, baza materială a unei vieți noi și fericite în țara noastră.

Au trecut zece ani de atunci! Întreaga înfățișare a patriei noastre arată altfel acum. În cele mai îndepărtate colțuri ale țării s-au înălțat schelele măreților construcții ale socialismului, noi termo și hidrocentrale furnizează milioane de kilowatt-ore de energie electrică întreprinderilor, orașelor și satelor noastre. Au luat ființă noi ramuri industriale, inexistente în trecut. În regiunea Pitești, în Oltenia, precum și în Moldova s-au deschis noi exploatări petrolifere.

Industria noastră produce astăzi tractoare, combine, autocamioane, utilaj petrolifer și minier, mașini și agregate electrice de o înaltă tehnicitate.

Ne putem mîndri cu industria noastră constructoare de mașini, care a reușit să producă numai în decursul primului plan cincinal 60% din utilajele și mașinile pe care înainte le importam.

În acești ani de avînt, țara noastră s-a bucurat din plin de ajutorul frățesc și dezinteresat al Uniunii Sovietice și a colaborat rodnic cu celelalte țări care construiesc socialismul. Înfăptuind programul de industrializare socialistă a țării, poporul nostru muncitor a dezvoltat și a întărit economia națională, a transformat fosta țară „eminamente agricolă" într-o țară industrial-agrară, eliberînd-o de sub tutela capitalurilor străine și creînd posibilități de dezvoltare tuturor ramurilor, chezășie a creșterii continue a nivelului de trai al maselor.

★

La baza unei industrii puternice stă posibilitatea asigurării acesteia cu materii prime. Unul dintre sectoarele principale, producătoare de materii prime este mineritul.

Înainte de 23 August 1944, industria noastră minieră se găsea într-o situație înapoiată. Cu mici excepții, ea se caracteriza prin mine mici, slab dezvoltate, în care majoritatea lucrărilor se executau manual.

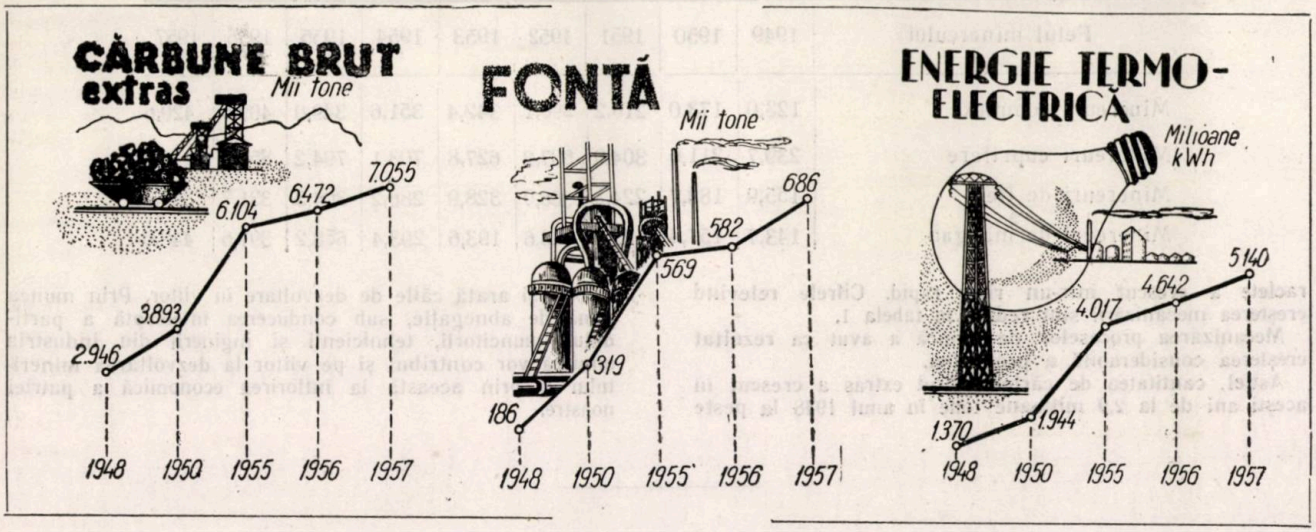
Această situație a fost o urmare directă a politicii proprietarilor de mine, capitaliștii romîni și străini, care erau interesați numai în obținerea unor profituri maxime, prin exploatarea de jaf a subsolului țării. Neglijarea măsurilor de protecție și de securitate a muncii în subteran, expunea pe mineri la îmbolnăviri și accidente.

Imediat după 23 August 1944, în condiții deosebit de grele, eforturile minerilor au făcut posibilă aprovizionarea frontului antihitlerist și refacerea economiei naționale distruse de război. După naționalizare, cărbunele și minereul minelor noastre au susținut continua dezvoltare a economiei țării, trecerea ei pe calea construirii socialismului.

Investițiile importante îndreptate spre industria minieră, realizările social-culturale, măsurile pentru îmbunătățirea salarizării muncitorilor mineri și a aprovizionării centrelor miniere etc., oglindesc grija partidului și guvernului pentru îmbunătățirea necontenită a condițiilor de muncă și de trai în regiunile miniere ale țării.

Locul uneltelor primitive din minele noastre a fost luat de mașini și utilaje moderne.

În cei zece ani de la actul istoric de la 11 iunie 1948, s-au făcut progrese în domeniul mecanizării procesului de producție în vederea scutirii muncitorilor de eforturi



fizice grele, cerute de operațiile manuale de abatare și de încărcare, prin introducerea de haveze și mașini de încărcat.

În acest scop, industria noastră constructoare de mașini a trecut la producția în țară a utilajelor miniere ca: locomotive electrice cu acumulatoare, locomotive Diesel, compresoare, mașini de încărcat, ventilatoare, trolii etc.

Unul din rezultatele importante dobîndite în direcția mecanizării s-a obținut în domeniul transportului. Numărul locomotivelor, al transportoarelor cu bandă și cu raclete a crescut într-un ritm rapid. Cifrele relevînd creșterea mecanizării sînt redate în tabela 1.

Tabela 1

Creșterea mecanizării în ramura minieră în perioada 1951—1957 (anul 1951 = 100%)

Utilajul	Sectorul cărbuni	Sectorul minereuri neferoase
	1957	1957
Perforatoare	178	210
Ciocane pneumatice	196	305
Transportoare diferite	258	262
Locomotive diferite	342	358
Vagonete	239	294
Trolii	252	455
Compresoare stabile	226	205
Ventilatoare	418	1 118

Mecanizarea proceselor de muncă a avut ca rezultat creșterea considerabilă a producției.

Astfel, cantitatea de cărbune brut extras a crescut în acești ani de la 2,9 milioane tone în anul 1948 la peste 7 milioane tone în anul 1957. Repartizarea producției pe feluri de cărbune este redată în tabela 2.

Minele vechi au fost reconstruite, sistematizate, modernizate, pe baza unor planuri întocmite de institutele noastre de proiectare. De asemenea, au fost deschise numeroase mine noi.

Folosind experiența U.R.S.S., s-a început electrificarea minelor. Acest lucru a fost posibil datorită dezvoltării surselor producătoare de energie electrică. Este de menționat că în această perioadă, producția de energie electrică în total pe țară a avut o dinamică extrem de rapidă și anume: de la 1 500 milioane kWh cît s-a produs în anul 1948 s-a ajuns în anul 1957 la o producție de peste 5 440 milioane kWh.

Printre noii producători de energie electrică se numără și termocentrala de la Paroșeni — rod al colaborării romîno-sovietice, care a reușit să satisfacă necesarul de energie electrică pentru bazinul carbonifer din Valea Jiului.

În domeniul minereurilor, prin aplicarea metodelor mai productive, mecanizarea, extinderea exploatărilor vechi și deschiderea de exploatări noi, s-au obținut, de asemenea progrese remarcabile în ceea ce privește dinamica producției (tabela 3).

Trebuie menționate progresele deosebite în dezvoltarea producției de minereuri de fier, ceea ce a contribuit la creșterea producției de fontă de 3,7 ori și a producției de oțel de 2,5 ori în perioada 1948—1957.

Realizările obținute în sectorul minier de la naționalizare și pînă în prezent, demonstrează justețea liniei urmate și arată căile de dezvoltare în viitor. Prin munca plină de abnegație, sub conducerea înțeleaptă a partidului, muncitorii, tehnicienii și inginerii din industria minieră vor contribui și pe viitor la dezvoltarea minieritului și prin aceasta la înflorirea economică a patriei noastre.

Tabela 2

Creșterea producției de cărbune în perioada 1948—1957 (anul 1948 = 100%)

Felul cărbunilor	1949	1950	1951	1952	1953	1954	1955	1956	1957
Lignit	125,1	134,5	168,3	230,6	275,2	306,0	372,3	411,7	418,4
Cărbune brun	112,8	113,9	115,8	129,1	142,1	145,5	154,1	161,3	154,9
Huilă (Banat, Valea Jiului, Codlea)	118,8	134,4	158,7	166,4	163,8	157,7	164,4	169,9	178.9
Antracit	149,1	133,6	135,2	174,5	318,8	226,2	160,6	90,9	140,2
Total	121,5	131,9	155,8	174,7	183,0	185,1	203,6	216,0	235,4

Tabela 3

Creșterea producției de minereuri în perioada 1948—1957 (anul 1948 = 100%)

Felul minereului	1949	1950	1951	1952	1953	1954	1955	1956	1957
Minereuri complexe	123,0	173,0	216,2	296,1	342,4	351,6	349,0	409.5	420,6
Minereuri cuprifere	239,7	211,6	304,0	507,2	627,8	703,1	794,2	850,6	1245,7
Minereuri de fier	155,9	183,7	224,2	306,0	328,9	286,2	304,3	331,7	307,9
Minereuri de mangan	143,7	157,4	122,2	143,6	193,6	293,4	6[illegible]8,2	397,6	448,6

Declarația Federației Mondiale a Oamenilor de Știință cu privire la armele nucleare

De mai mulți ani, Federația Mondială a Oamenilor de Știință a atras atenția asupra primejdiilor care stau în fața generației noastre și a generațiilor viitoare, în urma exploziilor experimentale cu arme nucleare.

Deși mărimea acestor riscuri nu poate fi, nici chiar astăzi, evaluată cu precizie, totuși mulți specialiști competenți le consideră ca foarte grave.

Față de aceste primejdii, Federația Mondială a repetat cu stăruință că este necesară încheierea unui acord internațional pentru încetarea exploziilor experimentale, acord a cărui violare clandestină ar putea deveni imposibilă, prin adoptarea unui sistem adecvat de control. O astfel de măsură nu numai că este de importanță vitală pentru asigurarea sănătății a milioane de oameni din lumea întreagă, dar ea ar constitui — de asemenea — prima etapă, atît de necesară, către restabilirea încrederii reciproce între marile puteri.

Este bine stabilit în prezent că, de pildă, un sistem de control relativ modest, care ar dispune de posturi așezate la distanțe de 8 000 km, ar face aproape sigură detectarea unor explozii experimentale, chiar atît de slabe ca cele corespunzînd la 1 000 tone de T.N.T. *). Un astfel de sistem ar impieta în cea mai mică măsură asupra suveranității statelor și stabilirea sa a și fost în principiu acceptată de către puterile reprezentate în fosta comisie de dezarmare a Organizației Națiunilor Unite. Punerea sa în funcțiune ar furniza o experiență folositoare pentru organizarea unui control mai larg care ar putea să constituie un element important al unui acord general de dezarmare.

Negocierea unui acord internațional pentru încetarea exploziilor experimentale ar putea preveni marile primejdii ce amenință pacea mondială și care ar decurge din extinderea, fără restricții, a armelor nucleare la alte țări, chiar dintre cele mici. Ea ar putea stăvili actuala cursă a înarmărilor — care absoarbe aproape jumătate din mijloacele tehnice și științifice ale lumii — și ar împiedica-o să acapareze o proporție și mai mare din tezaurele statelor. Aceasta ar facilita, prin urmare, punerea a numeroase și imporante mijloace în slujba construcției pașnice, spre marele folos al tuturor popoarelor.

Este bine cunoscut faptul că încetarea exploziilor experimentale cu arme nucleare a constituit timp de mai mulți ani, în Subcomitetul pentru dezarmare al Națiunilor Unite, un important subiect de tratative, fără însă a se ajunge la vreun acord.

Pentru motivele mai sus arătate, Federația Mondială a Oamenilor de Știință salută călduros hotărîrea Guvernului Uniunii Sovietice de a suspenda exploziile nucleare experimentale. Ea cheamă cu insistență guvernele interesate să ia măsuri asemănătoare pentru suspendarea exploziilor experimentale și să stabilească, pe cale de tratative, un sistem eficace de control, care să asigure respectarea acestei măsuri. Acesta ar constitui o primă etapă pe calea unui acord general pentru interzicerea tuturor armelor nucleare și ar înlătura cursa nebunească a înarmărilor; de asemenea, va contribui într-o măsură importantă la o reglementare militară și politică generală, acceptabilă pentru toate puterile, ceea ce va duce la o pace stabilă și trainică.

C. F. POWELL
Membru al Societății Regale
Laureat al Premiului Nobel
Președinte al Federației Mondiale
a Oamenilor de Știință

*) trinitrotoluen

O declarație a profesorului Frédéric Joliot-Curie

Hotărînd, la 31 martie 1958, încetarea în mod unilateral a experiențelor nucleare, Guvernul Sovietic a făcut un act de înaltă umanitate și de o foarte mare importanță.

Exploziile nucleare, efectuate la suprafața sau deasupra scoarței pămîntului, răspîndesc în atmosferă elemente radioactive, dintre care radiostroniu 90 și radiocesiu au o viață de lungă durată și se fixează în plante, animale și în corpul omului. Exploziile nucleare succesive creează o acumulare de radioelemente dăunătoare și fac să atîrne asupra omenirii — chiar în timp de pace — o serioasă amenințare. Se detectează de pe acum, cu ajutorul aparatelor speciale de mare sensibilitate, unele dintre aceste radioelemente fixate în organismul oamenilor care trăiesc în regiuni chiar foarte îndepărtate de locurile unde au avut loc exploziile. Firește, acești produși radioactivi fixați în organismul nostru sînt în cantitate foarte redusă, iar dozele de radiații pe care le emit sînt încă inferioare celor pe care le tolerăm fără primejdii aparente. Dacă există îndoieli, întemeiate pe anumite argumente științifice, în ce privește absența primejdiei din partea acestor doze, în prezent constante, se poate, totuși, afirma că ele vor deveni în curînd primejdioase, dacă se va continua producerea exploziilor nucleare experimentale.

Se încearcă să se liniștească opinia publică, recurgîndu-se la observațiile serviciilor de detectare a radioactivității atmosferei, al căror rol ar fi acela de a preveni populația în cazul în care primejdia ar deveni iminentă.

Produșii dăunători ai unei explozii nucleare nu se distribuie în mod uniform în întreaga atmosferă, ci formează mari dîre, adevărați nori invizibili, care se deplasează o dată cu curenții de aer din jurul pămîntului. Astfel, precipitațiile radioactive pot fi—local și deseori chiar foarte departe de locul exploziei — cu mult mai serioase și mai primejdioase decît lasă să se creadă calculele simpliste. Se poate, de altfel, face o oarecare analogie între funcționarea acestor servicii de detectare a radioactivității atmosferei și cea a serviciilor meteorologice. Fără să negăm marea utilitate a previziunilor meteorologice, știm cu toții că uneori natura dezminte aceste previziuni. Erorile de prevedere privind radioactivitatea vor fi imposibil de evitat, dar, în acest caz, ele vor avea consecințe foarte grave și ireparabile.

Hotărîrea sovietică a adus o mare ușurare și multe speranțe sutelor de milioane de oameni care trăiesc sub această amenințare de ani de zile și care sînt îngrijorați pentru soarta copiilor lor. Pe drept cuvînt, le apare ușor realizabil ca Statele Unite și Marea Britanie să ia aceeași hotărîre. Exploziile nucleare sînt detectabile de la mare distanță și, la nevoie, organizarea unui control nu prezintă dificultăți serioase.

Unele cercuri se opun unui astfel de act concret, pe care îl califică drept gratuit și propagandistic și se străduiesc să creeze confuzie, cerînd în prealabil soluționarea teoretică a tuturor problemelor privind, în același timp, experiențele cu arme nucleare, armamentul nuclear și armamentul clasic. Dacă este adevărat că unele dintre aceste probleme sînt legate între ele și că trebuie depuse eforturi neîntrerupte pentru găsirea unei soluții acceptabile tuturor, nu este — totuși — mai puțin adevărat că problema privind încetarea experiențelor cu armele nucleare poate fi rezolvată chiar acum, așa cum o dovedește gestul guvernului sovietic.

Bunul simț al popoarelor nu se înșeală acordînd importanță acestui gest. Ele văd în aceasta o dovadă concretă a voinței de a pune capăt unei groaznice ameninț-

(Continuare pe Coperta 3)

Considerații tehnico-economice privind valorificarea minereurilor prin prepararea lor mecanică

Prof. ing. Gh. Vanci

Consfătuirea pe țară a preparatorilor din industria minieră-metaliferă organizată de Academia R.P.R., Consiliul Central A.S.I.T. și Ministerul Minelor, ținută între 13 și 15 decembrie 1957 la Baia Mare, a urmărit prezentarea realizărilor tehnicii noi în prepararea minereurilor și, totodată, a perspectivelor deschise valorificării acestor substanțe minerale, în special a celor sărace, din țara noastră.

În cadrul acestui articol, vom sintetiza problemele expuse la această consfătuire și vom analiza unele aspecte tehnico-economice mai importante, de care depinde orientarea viitoare a industriei noastre extractiv-miniere și chimico-metalurgice.

A. Înainte de a intra în fondul problemei, trebuie să remarcăm că — cu puține excepții (folosirea ultrasunetelor și a metodelor electronice) — marea majoritate a metodelor și utilajelor noi de preparare mecanică constau în perfecționarea unor metode sau utilaje cunoscute, dintre care unele aplicate în trecut pe scară mai redusă, cum sînt, de exemplu, hidrociclonarea și concentrarea în medii dense, pentru care au trebuit aproape trei decenii de studii pentru a deveni astăzi procedee curente de preparare. De asemenea, perfecționările aduse aparatelor de sfărîmare și măcinare — ca introducerea sfărîmării selective (morile cu șoc), reducerea greutății moarte și a frecărilor pieselor în mișcare etc. — se datoresc studiilor minuțioase făcute în ultimii ani asupra procesului sfărîmării. În mod analog, studiile întreprinse asupra procesului de ciuruire au condus la perfecționarea aparatelor de clasare volumetrică, perfecționare care constă în reducerea greutății maselor în mișcare, îmbunătățirea sistemelor de acționare, de suspensie și de echilibrare a maselor, perfecționarea dispozitivelor de întindere a împletiturilor de sîrmă, confecționarea împletiturilor din materiale de calitate superioară (oțel de arcuri, oțel cu crom etc.), încălzirea electrică a suprafețelor de ciuruire etc.

Domeniul în care s-au înregistrat, însă, cele mai importante progrese îl constituie concentrarea minereurilor, în care *flotația* continuă să ocupe locul cel mai însemnat. Noile teorii asupra cineticii flotației, aprofundarea procesului de adeziune a mineralelor la bulele de aer și rolul reactivilor în acest proces au condus la extinderea acestui procedeu la aproape toată gama de minerale utile. Flotația în mai multe stadii, flotația colectivă urmată de desorbție și flotația selectivă a minereurilor complexe, flotația inversă în cazul mineralelor metalifere, flotația pe mese, introducerea de reactivi superiori și reactivi cationici sînt aspecte ale numeroaselor studii de laborator întreprinse în ultimii zece ani și care au condus la aplicarea lor industrială.

În ciuda acestor progrese, flotația nu a putut elimina însă dezavantajul ei esențial, care constă în investițiile și în prețul de cost al preparării mai ridicat decît în cazul celorlalte metode, după cum indică curbele din fig. 1. Dacă, totuși, flotația s-a impus ca cea mai importantă metodă de concentrare, aceasta se datorează, în special, faptului că permite obținerea unor extracții de metale și a unor produse de calitate net superioară celor realizate prin alte procedee, rezultînd în final un preț de cost mai mic pe metalul extras. Scăderea treptată a conținutului de metale utile din minereurile care se exploatează azi face însă ca prețul de cost pe metalul sau substanța utilă extrasă prin flotație să crească simțitor, făcînd prohibitivă valorificarea anumitor zăcăminte de minereuri sărace.

Aceasta este cauza principală pentru care asistăm astăzi la *reconsiderarea procedeelor*

gravitaţionale, decăzute acum 35 de ani, în urma introducerii flotaţiei. În majoritatea cazurilor, însă, aceste procedee gravitaţionale intervin ca operaţii auxiliare, de *preconcentrare,* cu ajutorul cărora se reduce sensibil cantitatea de material supusă prelucrării prin flotaţie şi, deci, şi cheltuielile de preparare. Aplicarea concomitentă a concentrării gravitaţionale şi flotaţiei tinde să ocupe un loc din ce în ce mai important în tehnica preparării minereurilor, în special a celor sărace. Dintre metodele de concentrare gravimetrică un rol deosebit de important îl joacă actualmente concentrarea în *medii dense,*

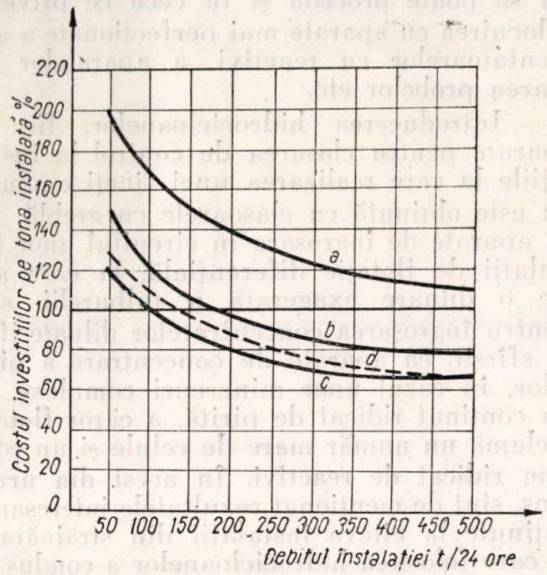


Fig. 1. a. Valoarea investiţiilor.

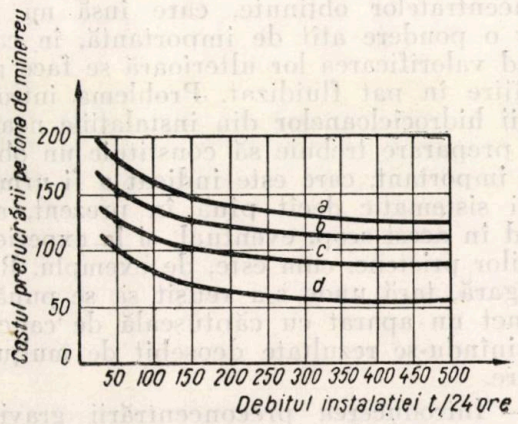


Fig. 1. b. Costul prelucrării:
a — prelucrarea prin cianurare integrală; *b* — prelucrarea prin flotaţie selectivă; *c* — prelucrarea prin flotaţie colectivă; *d* — prelucrarea prin metode gravimetrice

— folosită pe scară largă pentru concentrarea finită a minereurilor de fier şi de mangan şi pentru preconcentrarea unor minereuri de metale neferoase — *hidrociclonarea,* simplă sau cu medii dense, folosită atît ca metodă de preconcentrare, cît şi ca metodă de concentrare (la recuperarea suspensiilor utilizate în instalaţiile cu medii dense, la tratarea nisipurilor caolinoase şi recuperarea piritelor din minereurile complexe foarte mineralizate), *zeţajul de înaltă frecvenţă* şi *jgheaburile elicoidale* (spiralele Humphrey), folosite pe scară largă, în special la prepararea nisipurilor aluvionare.

Valorificarea economică a unor minereuri mai sărace, mai refractare, sau cu o mineralizare mai complexă, a accentuat tendinţa de conjugare a mai multor metode, printre care — deosebit de preconcentrarea gravimetrică urmată de flotaţie —, trebuie amintite conjugarea metodelor de flotaţie cu unele procedee hidrometalurgice (cum este, de exemplu, metoda Mestovici pentru tratarea minereurilor cupropiritoase etc.), a metodelor de separare magnetică şi electrostatică cu procedee termice (prăjirea magnetizantă, urmată de separarea magnetică, concentrarea magnetică, urmată de paletizare etc.), prăjirea selectivă a minereurilor urmată de tratarea pe cale hidrometalurgică şi prin flotaţie a minereului prăjit etc. Ca o consecinţă a acestor metode conjugate, foarte multe din instalaţiile moderne de prepararea minereurilor sînt caracterizate printr-o complexitate tehnologică deosebită, care implică o tehnicitate mai mare a personalului de supraveghere şi o accentuată *automatizare* a diferitelor faze ale procesului tehnologic şi, în special, a controlului acestuia. De altfel, automatizarea constituie una dintre caracteristicile cele mai pronunţate ale majorităţii instalaţiilor moderne de preparare, în special a celor ce depăşesc o anumită capacitate (500 t/zi), cum sînt unele instalaţii recent construite în U.R.S.S., Finlanda, Suedia şi S.U.A. etc., care au capacităţi de peste 2 000 t/zi şi sînt deservite de un personal redus la 3—10 oameni pe schimb.

În sfîrşit, înainte de a examina situaţia din ţara noastră, vom menţiona progresele mari, realizate în domeniul desecării produselor preparării, în special în ce priveşte operaţiile de decantare şi de filtrare, prin folosirea de utilaje perfecţionate de mare productivitate, folosirea de pînze de filtrare speciale (Nylon etc.) şi a floculanţilor organici (Separan, Aerofloac etc.), cu ajutorul cărora s-au putut realiza productivităţi specifice cu mult superioare celor obţinute în trecut.

B. În ce măsură se poate vorbi de tehnica nouă în domeniul preparării minereurilor din ţara noastră? Trecînd în revistă realizările din ultimii zece ani în acest sector, constatăm că, aproape fără excepţie, instalaţiile de prepararea minereurilor din R.P.R. sînt caracterizate prin tehnologii şi utilaje

„clasice", fără ca — referindu-ne în special la acestea din urmă — ele să fie totodată şi cele mai corespunzătoare. Această situaţie îşi are explicaţia în condiţiile specifice ţării noastre, care după 23 August 1944, şi în special după naţionalizare, a trebuit să facă un efort deosebit pentru a-şi mări de cîteva ori producţia de metale, necesară industrializării ţării. Dacă ţinem seama de faptul că — spre deosebire de situaţia din trecut — tînăra noastră industrie a trebuit să-şi organizeze o industrie proprie pentru fabricarea utilajelor de preparare — pentru prima oară construite în ţara noastră — şi să realizeze cu forţe proprii toate proiectele pentru numeroasele instalaţii de preparare, construite în acest interval, şi mai ales de faptul că aceste instalaţii au trebuit să fie realizate într-un timp foarte scurt — 2—3 ani —, nu trebuie să ne surprindă că aceste instalaţii nu cuprind ultimele realizări ale tehnicii noi, care, de altfel, în perioada la care ne referim, nu erau încă bine conturate nici în străinătate. Considerăm că chiar pentru condiţiile de la acea dată din ţara noastră realizările tehnicienilor din institutele noastre de cercetare şi de proiectare şi din uzinele noastre constructoare de maşini au fost excepţionale. De altfel, nu faptul în sine că în instalaţiile noastre nu se reflectă tehnica nouă în adevăratul sens al cuvîntului constituie faptul cel mai important, ci că unele deficienţe mecanice şi tehnologice ale acestora nu au fost pînă în prezent lichidate în întregime. Aşa cum a rezultat din comunicările făcute la consfătuirile A.S.I.T., ţinute cu cîţiva ani în urmă la Brad şi Baia Mare, şi din unele referate prezentate la această consfătuire, instalaţiile noastre de preparare au încă o serie de lipsuri care pot fi uşor remediate şi există totodată posibilitatea valorificării rezervelor latente. Considerăm, deci, că, înainte de a vorbi de introducerea tehnicii noi în instalaţiile noastre, este necesar să punem la punct tehnica actuală de care dispun aceste instalaţii.

În cele ce urmează indicăm o serie de măsuri pentru unele din instalaţiile noastre, care se încadrează în tendinţele tehnicii noi, fără a conduce la schimbarea radicală a tehnologiilor sau a utilajelor folosite :

— Reducerea tipurilor de celule de flotaţie la cîteva tipuri şi mărimi, dovedite a fi cele mai corespunzătoare. După cum se ştie, în instalaţiile noastre sînt folosite actualmente 7—8 tipuri de celule (respectiv 10—12 tipuri — dacă ţinem seama şi de modificările şi perfecţionările aduse unora dintre ele de către personalul nostru tehnic), nefiind rare cazurile cînd în una şi aceeaşi instalaţie, întîlnim 3—4 tipuri diferite, nu face decît să complice urmărirea şi punerea la punct a procesului tehnologic şi, în special, repararea lor şi înlocuirea pieselor de uzură. Alegerea tipurilor de maşini de flotaţie la care trebuie redusă această gamă variată de aparate este indicată a se efectua însă pe baza urmăririi sistematice a comportării lor în instalaţiile în care sînt montate. O dată fixate tipurile cele mai corespunzătoare, înlocuirea celorlalte va putea fi eşalonată în timp, cheltuielile reclamate de această operaţie fiind minime, ţinînd seamă că în mod normal cutiile din lemn, din care sînt confecţionate majoritatea celulelor de flotaţie din ţara noastră, se înlocuiesc periodic. La fel se poate proceda şi în ceea ce priveşte înlocuirea cu aparate mai perfecţionate a alimentătoarelor cu reactivi, a aparatelor de luarea probelor etc.

— Introducerea hidrocicloanelor, fie ca aparate pentru clasarea de control la instalaţiile la care realizarea unei fineţi anumite nu este obţinută cu clasoarele cu greblă, fie ca aparate de îngroşare în circuitul unor instalaţii de flotaţie diferenţială, la care are loc o diluare exagerată a tulburelii, sau pentru îngroşarea concentratelor diluate, fie, în sfîrşit, ca aparate de concentrare a piritelor, în cazul unor minereuri complexe cu un conţinut ridicat de pirită, a căror flotare reclamă un număr mare de celule şi un consum ridicat de reactivi. În acest din urmă sens, sînt de menţionat rezultatele interesante obţinute la cîteva instalaţii din străinătate, la care folosirea hidrocicloanelor a condus la reducerea sensibilă a cheltuielilor de preparare, dar în dauna conţinutului de sulf al concentratelor obţinute, care însă nu mai are o pondere atît de importantă, în cazul cînd valorificarea lor ulterioară se face prin prăjire în pat fluidizat. Problema introducerii hidrocicloanelor din instalaţiile noastre de preparare trebuie să constituie un obiectiv important, care este indicat a fi urmărit mai sistematic decît pînă în prezent, apelînd în acest scop, eventual, şi la experienţa ţărilor prietene, cum este, de exemplu, R. P. Ungară, ţară unde s-a reuşit să se pună la punct un aparat cu căptuşeală de cauciuc, obţinîndu-se rezultate deosebit de mulţumitoare.

— Introducerea preconcentrării gravimetrice la unele din instalaţiile de flotaţie, care — după cum au indicat studiile efectuate cu minereurile de la Ruşchiţa şi Capnic — va reduce cheltuielile de preparare şi va mări capacitatea acestor instalaţii, fără a implica modificări sau completări esenţiale.

— Introducerea unei automatizări parţiale — privind în special controlul şi reglarea diluţiei tulburelii — la instalaţiile mai importante (Capnic, Baia Sprie, Săsar).

C. Toate aceste îmbunătăţiri implică însă studii şi cercetări prealabile minuţioase, pentru ca soluţiile aplicate să fie eficiente şi să justifice cheltuielile reclamate de adaptarea lor. Aceste cercetări sînt, în special, imperios necesare în cazul instalaţiilor noi, preconizate a fi urmărite în viitorii ani, pentru ca aceste instalaţii să permită valorificarea optimă a minereurilor tratate şi totodată să reflecte progresul tehnic al ultimului deceniu. Dificultăţile care stau în calea acestor realizări sînt însă numeroase, fiind determinate, în primul rînd, de conţinutul lor redus de metale utile şi, în special, de caracterul complex al mineralizării zăcămintelor care trebuie puse în valoare. Studiile laborioase efectuate în ultimii ani, în special de I.C.E.M.I.N., au pus în evidenţă refractabilitatea preparării mecanice a unora dintre aceste minereuri, care pînă în prezent nu au găsit o rezolvare mulţumitoare prin metodele clasice şi nici prin unele metode noi folosite curent în ultimii ani în alte ţări. Astfel (spre deosebire de rezultatele favorabile obţinute în cazul rocilor de la Somova, a feldspaturilor de la Orşova, a minereurilor feroase de la Teliuc şi a celor de mangan din Bucovina, a aluviunilor şi a nisipurilor de sticlărie de la Văleni — pentru valorificarea cărora s-au dat soluţii originale, în care se reflectă o serie de aspecte ale tehnicii noi) rezultatele obţinute pînă în prezent, în special, în cazul minereurilor complexe de la Tibleş, Leşul Ursului, Burloaia etc., a minereurilor de fier şi mangan de la Moneasa şi Sebeş şi a unor minerale nemetalifere, ca nisipurile caolinoase de la Aghireş etc., reclamă continuarea studiilor începute şi conjugarea lor cu cercetări metalurgice şi chimice, pentru găsirea soluţiilor optime din punct de vedere tehnic şi economic în complexul economiei naţionale. Necesitatea examinării problemelor de valorificare a minereurilor în ansamblul proceselor de transformare şi de utilizare a materiei prime este, de altfel, pusă în evidenţă şi de datele statistice din ultimii ani. Din examinarea acestor date rezultă că :

a) din cheltuielile totale — raportate la metalele extrase — 6—14% revin lucrărilor de punere în evidenţă a zăcămintelor sau a rezervelor de minereuri, 38—45% lucrărilor miniere de extracţie, 25—30% preparării mecanice şi 16—29% operaţiilor metalurgice ;

b) pierderile metalice, raportate la conţinutul în zăcămînt, se ridică la 38—41%, din care 6—8% reprezintă pierderi în zăcămînt, 15—18% pierderi la preparare şi circa 13—16% pierderi la prelucrarea metalurgică a concentratelor.

Aceste cifre reliefează interdependenţa dintre minerit, preparare mecanică şi procesele metalurgice şi, în acelaşi timp, concluzia că eforturile de îmbunătăţire a acestei situaţii nu trebuie limitate numai la sectorul preparării, considerată ca *cheia economică* a valorificării minereurilor, ci extinse şi la sectoarele de care acesta este legat organic. Referindu-ne la preţul de cost al metalelor extrase, eforturile trebuie concentrate în primul rînd asupra reducerii cheltuielilor de exploatare, legate, în special, de mărirea productivităţii muncii, şi, în al doilea rînd, asupra cheltuielilor de preparare şi a celor metalurgice, care sînt de asemenea foarte mari. Astfel, din analiza preţului de cost al preparării în instalaţiile noastre rezultă că se pot realiza economii simţitoare prin micşorarea consumului de energie (35—45 kWh/t faţă de 20—35 kWh/t în instalaţiile similare din alte ţări) şi de materiale (reactivi şi piese de uzură) şi a cheltuielilor generale, care afectează cu 30—35% cheltuielile de preparare.

În legătură cu pierderile de metale, problemele cele mai importante, care trebuie rezolvate, se referă la :

— stabilirea măsurilor şi alegerea metodelor celor mai adecvate de exploatare, pentru reducerea diluţiei minereului, simultan cu limitarea pierderilor de metale în zăcămînt, problemă care a făcut obiectul consfătuirii A.S.I.T. pe ţară, ţinută la Brad în anul 1955, şi care va trebui să constituie o preocupare permanentă a inginerilor noştri minieri ;

— îmbunătăţirea indicilor tehnologici ai instalaţiilor de preparare şi ai uzinelor metalurgice, unde au loc cele mai importante pierderi metalice. Această problemă — dezbătută în cîteva consfătuiri A.S.I.T. — ţinute la Brad (1952) şi Baia Mare (1954, 1955 şi 1957) — este de o importanţă capitală în valorificarea minereurilor, incluzînd toate aspectele tehnice şi economice, care se pun în sectorul preparării mecanice şi cel al metalurgiei extractive şi care gravitează, în general, în jurul determinării calităţii optime a concentratelor, de care depinde obţinerea unei extracţii maxime de metal, cu preţul de cost cel mai scăzut.

Se ştie că din punct de vedere al preparării mecanice, conţinutul optim al concentratului corespunde randamentului maxim al operaţiei de concentrare, dat de expresia

$$\eta = \frac{m-v}{100-\alpha}\,100$$

în care : m reprezintă extracţia de metal
v „ „ „ în greutate
α „ conţinutul de mineral curat din minereu

şi determinat de alura curbelor de concentrare caracteristice minereului (fig. 2). O depăşire a acestui conţinut conduce la scăderea randamentului preparării şi extracţiei de metal, iar o scădere a acestuia — deşi conduce la extracţii mai mari de metal — micşorează randamentul preparării.

Deşi, din punct de vedere teoretic, determinarea conţinutului optim al concentratului pe această cale este riguroasă, ea nu este însă practic valabilă decît în cazul cînd conţinutul minereului este apropiat sau se suprapune cu conţinutul limită al minereurilor, din categoria din care aceasta face parte. În cazul cînd conţinutul de metal al minereului tratat este mai mare decît conţinutul limită, se pierd în steril fracţiuni cu conţinut recuperabil de metal (fig. 2, *a*) ; în cazul cînd conţinutul minereului este sub cel limită, trec în concentrat fracţiuni sterile care micşorează conţinutul de metal al concentratului (fig. 2, *b*). Din această cauză, folosirea curbelor de concentrare în conducerea procesului de preparare trebuie să ţină seama de această observaţie şi să fie limitată la circuitele parţiale ale fluxului tehnologic.

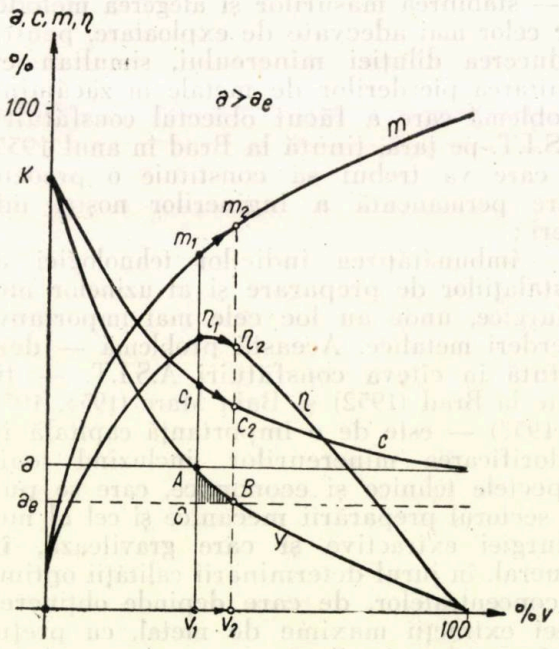


Fig. 2, *a*. Curbă de concentrare a unui minereu cu a% metal. $> a_e$

γ — curbele elementare; c — curbele integrale; m — curbele extracţiei de metal; η — curbele randamentelor.

v_1, c_1, m_1, η_1 — valorile optime corespunzătoare conţinutului a al minereului brut.

v_2, c_2, m_2, η_2 — valorile corespunzătoare conţinutului limită a_e al minereului brut.

V_1CABV_2—cantitatea de metal din fracţiunile elementare cu un conţinut de metal $> a_e$.

Pe de altă parte, însă, practica a confirmat că în majoritatea cazurilor conţinutul condensatoarelor, corespunzătoare conducerii optime a operaţiilor de preparare, nu satisface cerinţele uzinelor metalurgice, care reclamă concentrate cît mai bogate şi pe cît posibil monometalice, cu un conţinut minim de metale însoţitoare, care permit obţinerea unor indici de extracţie maximi şi, totodată, reducerea cheltuielilor metalurgice. Aceasta conduce, însă, la creşterea pierderilor metalice la preparare şi, implicit, creşterea preţului concentratelor, din care cauză stabilirea conţinutului optim al acestora trebuie să rezulte dintr-un calcul tehnico-economic complex, care să ţină seama de întregul proces al valorificării minereului în uzinele de preparare şi cele metalurgice. În fig. 3 este oglindit acest aspect al problemei în cazul unui minereu cu 3% Pb, din care rezultă că dacă din punctul de vedere strict al preparării mecanice conţinutul optim al concentratului corespunde unei valori de 25% Pb, extracţia maximă de metal, prin preparare şi metalurgie, corespunde unui conţinut al concentratului de 36% Pb, iar preţul de cost minim al metalului în lingou corespunde unui conţinut de 45% Pb. Examinarea conjugată a problemelor de preparare cu cele metalurgice este indispensabilă, în special, în cazul minereurilor refractare sau cu o mineralizare complexă, amintite anterior, care urmează a fi puse în valoare în noile unităţi ce vor fi construite în anii următori şi chiar în cazul unor minereuri prelucrate în instalaţiile existente. Examinarea în ansamblu a acestor probleme va putea conduce nu numai la o conturare mai

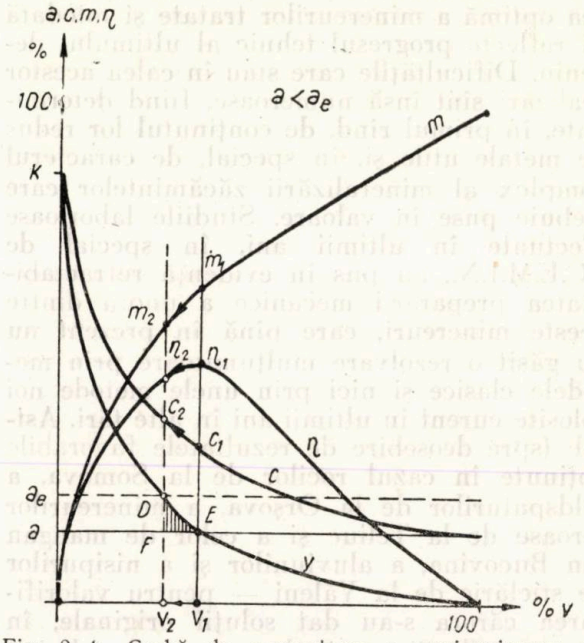


Fig. 2, *b*. Curbă de concentrare a unui minereu cu a% metal: $< a_e$

V_2FDEV_1—cantitatea de metal din fracţiunile elementare cu un conţinut de metal $< a_e$.

Restul notaţiilor (v. fig. 2 *a*.).

rațională a tehnologiei instalațiilor de preparare, dar și la axarea problemelor de metalurgie pe tehnologii noi, adaptate caracteristicilor concentratelor ce pot fi obținute în instalațiile de preparare. *Deși, principial, prepararea mecanică a minereurilor trebuie să se ghideze după necesitățile metalurgice, în anumite cazuri — justificate din punct de vedere tehnic — metalurgia va trebui să se axeze pe posibilitățile reale ale preparării.* De altfel, este cunoscut faptul că introducerea flotației, ca metodă de concentrare a minereurilor, a modificat în mare măsură aspectul uzinelor metalurgice și că obținerea prin această metodă a unor concentrate foarte bogate a condus la introducerea de metode noi pentru tratarea acestora, valorificate nerațional prin metodele metalurgice clasice (cazul concentratelor de plumb cu peste 70% Pb, tratat în cuptoare rotative etc.). De asemenea, creșterea considerabilă a minereurilor de fier a condus la extinderea rapidă a procedeelor de aglomerare și paletizare, necesitatea de a valorifica minereurile sărace și silicioase de fier — greu preparabile sau nepreparabile pe cale mecanică — a condus recent la aplicarea pe scară mai largă a procedeului Krupp-Renn, iar calitatea inferioară a cărbunilor bruni și a minereurilor sărace, autofondante din R.D.G. — a căror preparare mecanică este foarte dificilă și oneroasă — a condus la elaborarea procedeului de topire în furnale cu cuvă scundă. Marile progrese făcute în ultimii ani în domeniul prăjirii în pat fluidizat și a hidrometalurgiei sînt de natură să schimbe foarte mult aspectul uzinelor metalurgice și, implicit, să axeze problemele de preparare mecanică — în special a minereurilor complexe — pe tehnologii deosebite de cele clasice, folosite pînă în prezent în instalațiile noastre. Menționăm în acest sens rezultatele excepționale obținute în străinătate prin prăjirea sulfatizantă și clorurantă în pat fluidizat a unor concentrate polimetalice și rezultatele promițătoare obținute în țară la I.C.E.M., I.P.R.O.C.H.I.M. și C.C.M. prin tratarea pe cale hidrometalurgică a concentratelor colective polimetalice, obținute din diferite minereuri complexe, sau a unor concentrate sărace în metale utile (Cu, Au etc.).

Pe de altă parte, conținutul redus în metale al unora dintre zăcămintele noastre impune examinarea valorificării complexe a acestora, cum este, de exemplu, cazul serpentinelor din Banat, al unor roci ferifere cu conținut de titan și vanadiu etc. Importanța crescîndă a metalelor rare va reclama de asemenea intensificarea studiilor și cercetărilor în vederea detectării acestor metale ca accesorii în minereurile noastre și de valorificarea lor din produsele în care se concentrează.

Rezultă, deci, cu suficientă evidență că introducerea tehnicii noi în prepararea minereurilor nu poate și nu trebuie să fie examinată în mod unilateral, ci în strînsă legătură cu aspectele tehnicii noi din industria metalurgică, singura cale de a da problemelor privind valorificarea minereurilor noastre soluțiile cele mai raționale din punct de vedere tehnic și economic.

D. Introducerea tehnicii noi în sectorul preparării minereurilor va trebui, însă, precedată de lichidarea deficiențelor instalațiilor existente și însoțită de o serie de măsuri organizatorice, fără de care o tehnologie cît de avansată și perfectă nu va putea da rezultatele scontate. Aceste măsuri organizatorice privesc, printre altele, problemele legate de evidența calculului indicilor tehnologici și tehnico-economici și cele în legătură cu pregătirea și buna folosire a cadrelor tehnice.

Astfel, în legătură cu calculul și evidența indicilor, se constată o serie de anomalii, atît în ce privește modul de analizare a probelor și determinarea indicilor tehnologici, cît și în ce privește evidența acestor indici care dau o imagine deformată și neconcludentă a funcționării instalațiilor noastre de preparare. În legătură cu modul în care sînt efectuate analizele probelor, se constată, de exemplu, folosirea de metode neadecvate calității, respectiv conținutului diferitelor produse, care pot conduce la erori de analiză inadmisibile. Pentru a da un exemplu, menționăm STAS 1273-50, care prevede pentru recepția minereurilor și concentratelor cuproase aceeași metodă de analizare și aceeași abatere de ± 0,5% pentru conținutul de cupru. Este ușor de întrevăzut cît de mult pot fi deformați indicii de preparare, în cazul unui minereu cuprifer cu 1% cupru, din care rezultă sterile cu 0,1—0,15%, cînd prin jocul erorilor de analiză, conținutul sterilului poate atinge valori apropiate, sau chiar mai mari decît ale mineralului brut. Este deci indispensabil ca metodele de analiză să fie revizuite și să se stabilească metode rapide și adecvate calității produselor analizate, astfel ca erorile de analiză admisibile să fie corespunzătoare cu conținutul în metal al produselor.

Problema calculului indicilor tehnologici trebuie, de asemenea, supusă unei reexaminări aprofundate, întrucît din experiența celor patru ani, de cînd au fost introduse metodele de calcul stabilite în urma consfătuirii A.S.I.T. ținute la Brad în 1952, s-au constatat o serie de dificultăți în aplicarea acestor calcule, care sînt destul de complicate și neconcludente, din cauza erorilor de

analiză şi de colectare a probelor. Dezavantajul principal al acestor metode de calcul constă, însă, în imposibilitatea închiderii bilanţului de metale, pentru care motiv am propus în cadrul consfătuirii A.S.I.T. ţinute la Baia Mare în anul 1954, o metodă mult simplificată care va fi introdusă pentru experimentare, începînd cu acest an, la toate instalaţiile de preparare. Metoda propusă constă în calculul indicilor în raport cu conţinutul minereului brut supus preparării, calculat din conţinutul sterilului şi al concentratelor obţinute. Metoda poate fi aplicată cu uşurinţă în cazul tuturor minereurilor polimetalice, obţinîndu-se bilanţuri închise pentru toate metalele prezente. În acest caz, raportul dintre conţinutul calculat şi conţinutul analizat al minereului brut ar constitui o indicaţie asupra exactităţii luării şi analizării probelor, respectiv asupra modului în care s-a desfăşurat procesul preparării şi, în acelaşi timp, un factor de corecţie cu ajutorul căruia se pot efectua calculele curente pentru planificarea producţiei de concentrate şi de metale. Bineînţeles că valabilitatea rezultatelor depinde, în primul rînd, de exactitatea analizelor chimice ale produselor preparării, indispensabile, de altfel, oricare ar fi metodologia folosită, pentru calculul indicilor tehnologici. Pentru verificarea metodei propuse, considerăm, totodată, necesară efectuarea acestor calcule retroactive, pe baza analizelor de la diferitele instalaţii de preparare şi întocmirea unui studiu prin metoda statisticii matematice, curent folosită în ultimul timp la controlul diferitelor procese tehnice.

De o importanţă deosebită este problema *ţinerii evidenţei statistice* a tuturor indicilor tehnici şi economici, care, în situaţia actuală, nu permit compararea concludentă între diferitele instalaţii şi nu pun în evidenţă elementele esenţiale, pe baza cărora să se poată trage concluzii reale pentru corectarea sau îmbunătăţirea anumitor operaţii sau situaţii. Simultan cu reorganizarea statisticii pe baze unitare şi raţionale, este indispensabilă stabilirea unei *terminologii tehnice unice*, care să evite confuziile determinate de folosirea aceloraşi termeni pentru noţiuni diferite. Situaţia nu este specifică numai ţării noastre, iar problema terminologiei tehnice preocupă în mod deosebit pe tehnicienii din diferite ţări, după cum rezultă de altfel din dezbaterile ce au avut loc în acest an la o conferinţă internaţională de la Londra, dedicată integral acestei probleme. În această ordine de idei, considerăm foarte utilă elaborarea unui *dicţionar tehnic* pentru terminologia din sectorul preparării, operă începută cu ani în urmă de regretatul prof. dr. I. Marinescu.

Nu putem termina acest articol fără să ne oprim asupra uneia din cele mai importante probleme, strîns legată de introducerea tehnicii noi în sectorul preparării : problema cadrelor tehnice. Bunul mers al instalaţiilor reclamă oameni calificaţi şi cu o conştiinţă profesională ridicată şi aceasta cu atît mai mult cu cît ne gîndim la nivelul tehnic al instalaţiilor viitoare, caracterizate prin tehnologii şi aparataje complexe. Mecanizarea şi automatizarea proceselor în uzinele de preparare, care vor conduce la reducerea personalului, vor implica încadrarea acestor uzine cu personal cu nivel tehnic superior, fără de care introducerea tehnicii noi nu poate fi concepută. Trebuie, în consecinţă, să acordăm de pe acum o atenţie deosebită formării corespunzătoare a cadrelor, care vor activa în uzinele de preparare.

Referindu-ne la calitatea cadrelor inginereşti din acest sector, trebuie să subliniem că aşteptăm de la aceste cadre iniţiative în aplicarea cunoştinţelor căpătate şi introducerea unei mentalităţi noi în conducerea instalaţiilor de preparare.

Un început promiţător îl considerăm realizat prin însăşi această consfătuire, care a mobilizat un număr atît de mare de ingineri şi tehnicieni, cărora li s-a dat posibilitatea să ia cunoştinţă de varietatea şi importanţa problemelor ce se pun în tehnica nouă a preparării, probleme care vor constitui tematice pentru viitoarele conferinţe sau consfătuiri regionale sau pe ţară. Activitatea de ridicare a nivelului tehnic al cadrelor din uzinele noastre va trebui, în special, intensificată în cadrul cercurilor A.S.I.T., care trebuie să iniţieze unele prelegeri privind diferitele aspecte ale problemei valorificării minereurilor şi să organizeze sesiuni de comunicări, care — deosebit de rolul lor didactic — vor avea în special darul de a dezvolta personalitatea cadrelor tinere de ingineri şi tehnicieni, şi cărora le revine sarcina de a organiza cursuri şi conferinţe în cadrul uzinelor, în vederea ridicării calificării profesionale a cadrelor ajutătoare.

Nu vom mai insista asupra rolului publicaţiilor şi documentaţiei tehnice, care nu vor trebui să lipsească de la nici o uzină de preparare şi, în special, asupra rolului „Revistei Minelor", care oferă posibilitatea de afirmare pe linie publicistică şi de informare generală a cadrelor noastre tehnice.

În paralel, însă, cu aceste forme şi mijloace de ridicare a nivelului tehnic, va trebui acordată o atenţie deosebită formării viitoarelor cadre tehnice în şcolile profesionale de ucenici, în şcolile de maiştri şi în institutele de învăţămînt superior. Considerăm, de aceea, oportun ca, în pregătirea viitorilor ingineri, să se ţină seama de rolul

important al preparării mecanice, în cultura lor tehnică şi ştiinţifică. Această observaţie este tot atît de valabilă şi în ceea ce priveşte pregătirea cadrelor de maiştri şi tehnicieni, al căror rol de organizatori imediaţi ai procesului de producţie nu s-a bucurat întotdeauna de atenţia cuvenită.

Necesitatea unei ridicări substanţiale a nivelului cunoştinţelor tehnice şi ştiinţifice al cadrelor de ingineri şi tehnicieni este astăzi cu atît mai imperioasă, cu cît — aşa cum s-a amintit — ne găsim într-un moment în care ştiinţa şi tehnica fac progrese remarcabile. Orice rămînere în urmă va fi cu greu de recuperat şi se va răsfrînge asupra nivelului industriei şi economiei noastre naţionale. În situaţia actuală este indispensabilă o cotitură în modul de a vedea şi de a ataca problemele ce ne stau în faţă, ne mai fiind permis a ne mulţumi numai cu imitarea realizărilor din alte ţări sau a clădi o tehnică nouă numai pe formule empirice sau practiciste.

Intensificarea cercetărilor ştiinţifice fundamentale — pe care se bazează cele mai multe din realizările tehnice din ultimul timp — în cadrul institutelor Academiei R.P.R. şi al celor de învăţămînt superior şi organizarea sistematică a studiilor şi cercetărilor privind valorificarea minereurilor noastre în institutele de cercetări departamentale vor trebui secondate de preocuparea permanentă a cadrelor tehnice de la uzine de a urmări diferitele aspecte tehnologice ale instalaţiilor şi, mai ales, de a iniţia experimentarea de tehnologii şi utilaje noi, în măsura în care acestea au o fundamentare tehnică sau economică. Inginerii şi tehnicienii de la uzine nu trebuie să se lase închistaţi în preocupări formale şi comode, ci vor trebui să găsească, în instalaţiile în care activează, resursele unor preocupări şi realizări care să ajute la progresul tehnic în sectorul preparării minereurilor.

Prepararea minereurilor joacă azi un rol din ce în ce mai categoric în valorificarea bogăţiilor minerale ale subsolului, iar tehnicienii care activează în acest sector trebuie să fie pătrunşi de această realitate şi să contribuie prin activitatea lor, prin ridicarea continuă a nivelului lor tehnic şi a conştiinţei lor profesionale, printr-o colaborare strînsă cu tehnicienii din industria minieră şi metalurgică, la dezvoltarea industriei extractive şi economiei naţionale din ţara noastră.

Stadiul actual al cercetărilor în domeniul preparării minereurilor feroase şi nemetalifere în R. P. R.

Ing. Ion Ion şi ing. Popa Emil
Institutul de Cercetări Miniere

Aplicarea industrială a preparării în R.P.R. se face mai mult în domeniul minereurilor neferoase. Numărul de instalaţii de preparare în care se prelucrează substanţele utile nemetalifere (caolin, talc, feldspat, cărbuni) este mai redus ; o singură instalaţie prelucrează minereuri de cromit. Pentru minereuri de fier şi de mangan, pînă în prezent nu avem în ţară nici o instalaţie de preparare.

Acest lucru trebuie considerat ca o serioasă rămînere în urmă faţă de alte ţări, cu atît mai mult cu cît minereurile noastre feroase şi de mangan fac parte din categoria minereurilor sărace, a căror valorificare economică necesită preparare.

Problema preparării minereurilor de fier a căpătat o importanţă deosebită în străinătate, chiar în ţări care posedă importante rezerve de minereuri bogate, direct utilizabile în furnal, ca de exemplu U.R.S.S., S.U.A. şi Suedia.

După ultimele evaluări, rezervele mondiale de minereu de fier, sigure şi probabile, s-ar cifra la circa 95 miliarde tone, iar cele posibile la circa 435 miliarde tone. Se apreciază că cele 95 miliarde tone rezerve sigure şi probabile ar putea asigura industria mondială pentru 300—400 ani. Această situaţie, privită în ansamblu, pare destul de favorabilă, dar, considerată pentru anumite ţări în parte, este mai puţin fericită. Astfel, chiar în ţările pînă acum mari producătoare de minereuri de fier, se constată o epuizare treptată a zăcămintelor bogate, care formau pînă acum baza producţiei de minereuri de fier.

Acest fapt a determinat, în ultimele decenii, preocupări foarte serioase, în toate ţările mari producătoare de minereuri de fier, pentru găsirea posibilităţilor de valorificare a minereurilor sărace şi acide, care se găsesc în cantităţi enorme în unele regiuni şi care

să poată asigura producția mereu crescîndă de minereuri de fier. (Numai în două țări, U.R.S.S. și S.U.A., producția anuală de minereuri de fier în 1956—1957 a atins cifra de 180 milioane tone.)

Eforturile în vederea valorificării minereurilor sărace de fier s-au îndreptat în două direcții :

— găsirea de noi procedee metalurgice pentru utilizarea economică a acestor minereuri ;

— găsirea de procedee economice de preparare, înainte de topirea minereurilor, pentru îndepărtarea componenților dăunători, în special a silicei, și ridicarea pe cît posibil a conținutului de fier .

În momentul de față, stadiul în care se află prepararea minereurilor de fier în străinătate se caracterizează prin :

— o vastă muncă de cercetare, începută încă de mai bine de 20 de ani și care se află în continuă dezvoltare ;

— importante realizări în ce privește însăși construcția unor uzine de preparare pentru minereuri de fier sărace.

În ce privește prepararea minereurilor de mangan, în străinătate această problemă a constituit o preocupare mai veche, datorită faptului că rezervele de minereuri de mangan bogate sînt mai reduse, și, pe de altă parte, manganul, fiind un element cu valoare mai mare decît fierul, a putut suporta operații de preparare destul de costisitoare. Astfel, în acest domeniu există de mai mult timp instalații de preparare în funcțiune, precum și cercetări numeroase.

Domeniul substanțelor nemetalifere reprezintă un vast cîmp de activitate pentru preparare, și în străinătate numeroase instalații prelucrează un număr mare de substanțe, ca : argile, azbest, caolin, feldspat, fluorină, barită, grafit, mică, talc, sulf, săruri etc. Metodele de preparare folosite în acest domeniu sînt foarte variate, de la cele mai simple, cum este spălarea, pînă la procedeele cele mai complexe, ca flotația, separarea electrostatică etc., ele fiind în funcție nu numai de caracteristicile minereurilor, ci și de cerințele foarte variate ale consumatorilor.

În țara noastră, cercetările de preparare în aceste domenii au cunoscut în ultimul timp o activitate laborioasă și susținută, menită să rezolve în parte problemele care se pun pentru valorificarea cît mai economică a zăcămintelor noastre.

Minereurile de fier

Problemele care se pun în prepararea minereurilor de fier sînt în funcție de natura minereurilor și de cerințele siderurgiei în privința calității acestor minereuri. Aceste cerințe se referă, în special, la: conținutul minim de fier admis ; conținutul maxim de elemente dăunătoare : silice, sulf, fosfor, cupru etc. ; granulometria minereului.

Conținutul minim admis depinde de natura minereului de fier respectiv, dacă este ușor sau greu reductibil, și de natura mineralelor de gangă. Astfel, la minereurile ușor reductibile (limonite, siderite, hematite) sau la cele cu gangă bazică (calcaroasă), conținutul minim de fier este mai scăzut decît la minereurile greu reductibile (magnetite) sau la cele cu gangă acidă (cuarțoase, argiloase).

Din acest punct de vedere, minereurile de fier luate în considerare pentru preparare sînt tocmai cele cu conținut redus de fier și cu gangă acidă.

Deci problema principală a preparării minereurilor de fier este ridicarea conținutului de fier, scăderea conținutului de silice și de elemente nocive și livrarea concentratelor în dimensiunile cerute de furnal. Această problemă trebuie rezolvată în modul cel mai economic posibil, dat fiind valoarea redusă a fierului.

Privind sub acest aspect cercetările și realizările din străinătate în domeniul preparării minereurilor de fier, se constată tendința vădită de a reduce cît mai mult prețul de cost.

În primul rînd, uzinele construite pentru minereuri sărace sînt de capacități mari, la acestea putîndu-se realiza importante economii prin utilizarea de mașini și agregate mari, prin reducerea personalului de supraveghere și prin mecanizarea și automatizarea operațiilor, reducîndu-se mîna de lucru, foarte costisitoare.

Se pot cita în acest sens instalațiile de preparare a minereurilor sărace din bazinul Krivoirog sau cele pentru prelucrarea taconitelor din regiunea Mesabi, S.U.A., cu capacități de zeci de mii de tone pe zi.

Majoritatea minereurilor sărace considerate, fiind de impregnație relativ fină, sfărîmarea și măcinarea lor reprezintă un capitol important al prețului de cost. Astfel, la o instalație din Suedia care prelucrează un minereu sărac (cu 30% Fe), prepararea reprezintă 30% din costul total al explorării, exploatării și preparării minereului. Din costul preparării, sfărîmarea și măcinarea costă 55% (măcinarea singură reprezentînd 40% din costul total al preparării). Pentru reducerea cît mai accentuată a acestui cost, s-au creat mașini noi de sfărîmare și măcinare (mori cu ciocnire-Prallmühlen, moara Aerofall etc.), s-au introdus materiale foarte rezistente la uzură, s-au introdus dispozitive mai avantajoase de clasare (hidrocicloane) etc. Ori de cîte ori este posibil, se face o preconcentrare a minereului înainte de măcinare, prin medii dense sau alte procedee, pentru a reduce cantitatea de minereu supusă măcinării.

Metodele de concentrare folosite se caută să fie cît mai economice. Dintre acestea, cele mai economice sînt spălarea și metodele hidrogravitice : separarea în medii dense și zețajul.

Pentru materialul mărunt, se preconizează concentrarea în spirale Humphrey, ca fiind mai avantajoasă decît mesele de concentrare.

Cu toate acestea, în instalațiile de preparare din străinătate se întîlnesc procedee de concentrare considerate pînă acum prea scumpe pentru minereuri de fier, cum sînt : flotația, separarea magnetică la dimensiuni foarte mici (mergînd pînă sub 325 ochiuri/țol), prăjirea magnetizantă, urmată de separarea magnetică etc. Desigur că, pentru ca aceste procedee să devină economice pentru minereurile de fier, ele au trebuit să sufere importante îmbunătățiri. Astfel, s-au descoperit reactivi ieftini de flotație, ca petrolul oxidat, white-spirit-ul oxidat etc., pentru mineralele de fier și mangan. S-au perfecționat procedeele de prăjire a minereurilor fine, utilizîndu-se metode de prăjire în pat fluidizat. S-au perfecționat separatoare magnetice, introducîndu-se separatoare cu magneți permanenți, mai economice.

Toate aceste realizări au fost posibile datorită unei imense munci de cercetare, care se desfășoară în toate țările producătoare de minereuri de fier.

Ca exemple vom aminti cîteva din cercetările întreprinse în străinătate, dintre care unele stau la baza giganticelor uzine de preparare recent construite în U.R.S.S., S.U.A., Suedia, Germania.

Astfel, cercetările asupra preparării taconitelor din America s-au extins pe o perioadă mare (de peste 20 de ani), în care timp au fost încercate aproape toate metodele posibile de preparare, începînd cu metodele gravitaționale, ca medii dense, spirale Humphrey, trecînd la flotație și la separarea magnetică. Diferitele variante posibile de preparare au fost studiate comparativ, atît din punct de vedere al rezultatelor tehnologice cît și sub raport economic. Concluzia acestor cercetări a fost construirea a două mari uzine de preparare prin separare magnetică, cu capacitatea de 30 000 t de produs final, respectiv 66 000 t minereu brut pe zi, care prelucrează taconitele cu magnetită. Pentru părțile de zăcămînt cu hematită s-au obținut rezultate mulțumitoare prin mai multe procedee, printre care flotația sau prăjirea magnetizantă, urmată de separarea magnetică.

Cercetări intense au fost întreprinse în Germania, țară mai puțin dotată cu rezerve de minereuri bogate, avînd ca rezultat numeroase și moderne uzine de preparare a minereurilor de fier, construite în ultimul timp.

De asemenea sînt de citat cercetările foarte amănunțite de prăjire magnetizantă și separare magnetică executate pe scară pilot la Praschkau, Landsberg, care au cuprins o mulțime de minereuri sărace, sterile și halde vechi, nisipuri și gresii cu conținuturi scăzute (14—18% Fe).

Un exemplu interesant ne oferă cercetările din U.R.S.S., care au luat o importantă dezvoltare, cu toate rezervele mari de minereuri bogate de care dispune U.R.S.S. Ca urmare a acestora, s-au elaborat scheme de prelucrare pentru zeci de zăcăminte de fier pe tot cuprinsul Uniunii Sovietice. Cercetările în domeniul flotației minereurilor de fier au condus la descoperirea unor reactivi ieftini (ca petrolul oxidat, white-spirit-ul oxidat și parafina oxidată), care au permis ca flotația să fie aplicabilă și minereurilor de fier și mangan.

Se pot cita apoi cercetările din R. Cehoslovacă, în special în domeniul aglomerării, prăjirii magnetizante, cele din Ungaria și Polonia, precum și cele din Suedia, Anglia, etc.

În paralel cu cercetările de preparare s-au dezvoltat foarte mult și cercetările în direcția prelucrării metalurgice directe a unor minereuri sărace, elaborîndu-se procedee noi, cum este procedeul Krupp-Renn, topirea în cuptorul cu cuvă scundă etc.

Problema valorificării cît mai economice a minereurilor de fier, și în special a celor sărace, din țara noastră a fost abordată destul de recent după înființarea institutelor de cercetări de specialitate : Institutul de cercetări miniere, Institutul de cercetări metalurgice, Centrul de cercetări metalurgice al Academiei R.P.R.

Primele cercetări de preparare în domeniul minereurilor de fier se pot considera că au început prin anul 1951—1952, studiindu-se, în cadrul I.C.E.M.I.N., în laboratorul de preparare al Institutului de Mine, unele minereuri sărace de fier. De atunci pînă astăzi au fost studiate și sînt în curs de cercetare aproape toate zăcămintele cunoscute de minereuri de fier din țară.

Concomitent cu dezvoltarea cercetărilor, a fost necesară și dotarea laboratoarelor cu aparatură specifică pentru minereuri de fier, precum și formarea de cercetători specialiști în acest domeniu.

Astăzi, Institutul de Cercetări Miniere dispune de un laborator consacrat exclusiv minereurilor feroase și nemetalifere, dotat cu aparatură modernă pentru încercări pe scară de laborator și pilot, ca : instalații de preparare în medii dense, mese de concentrare, spirale Humphrey, aparate de spălare, sepa-

ratoare magnetice de diferite intensităţi de cîmpuri, analizoare magnetice tip Davis, separator electrostatic, aparate de flotaţie cu flux discontinuu sau continuu de laborator şi pilot, masă pentru flotaţia granulară, instalaţii de prăjire în pat fluidizat, instalaţie de prăjire a minereurilor mari, instalaţie de peletizare (aglomerare) pentru minereuri fine etc.

Toate acestea permit aplicarea celor mai moderne metode de preparare în cercetări şi deci rezolvarea cea mai avantajoasă a valorificării minereurilor respective.

Scopul principal al cercetărilor este de a contribui la lărgirea bazei de materie primă pentru industria siderurgică, prin găsirea posibilităţilor de valorificare economică a unor minereuri neexploatate încă, sau exploatate neraţional. În acest sens, ele au fost orientate atît asupra minereurilor din zăcămintele aflate astăzi în exploatare, cît şi asupra a noi zăcăminte.

Astfel, minereul de la Teliuc, care se exploatează în prezent, o siderită fin granulară, asociată cu ankerit, calcit şi cuarţ, are un conţinut de circa 30% Fe, care după prăjire alimentează furnalul înalt. Trecîndu-se la o exploatare în masă a minereului, prin mijloace mecanizate, s-ar mări considerabil rezervele de minereu, incluzîndu-se şi porţiunile mai sărace, însă minereul exploatat ar avea un conţinut de circa 20—22% Fe, ceea ce face necesară introducerea preparării.

Cercetările au arătat că, supunînd acest minereu la concentrare în suspensii grele, se obţin concentrate de siderită aproximativ de calitatea actualului minereu ce se valorifică. Prepararea prin această metodă este economică şi ea va înlocui şi alegerea manuală care se aplică în prezent. Concentratele de la separarea în suspensii grele vor putea fi supuse la acelaşi tratament, ca minereul actual (prăjire-furnal înalt), sau prin prepararea mai departe după schema : prăjire magnetizantă — sfărîmare fină (<1 mm) — separare magnetică — aglomerare, să se îmbogăţească pînă la un procent de circa 53% Fe.

O altă variantă studiată prevede prăjirea integrală a minereului extras, urmată de sfărîmare şi separare magnetică, deci cu eliminarea instalaţiei de medii dense. Indicii tehnologici obţinuţi pe cele două variante sînt aproximativ egali. Alegerea definitivă a schemei se va face pe baza unui calcul economic.

Probleme importante prezintă de asemenea regiunea Ocna de Fier. În afară de zăcămintele ce sînt în curs de exploatare, marginal se găsesc zăcăminte mai sărace, situate în skarn granatifer. În anumite regiuni skarnul conţine magnetită, în altele hematită, ca minerale principale de fier. Cercetări de laborator au fost efectuate în cadrul ICEMIN asupra unui minereu din skarnul cu magnetită. Conţinutul total în fier al probei a fost de 26—28%, din care conţinut util era numai 13% (magnetit + oligist), restul fiind în granaţi.

Prin separare magnetică la dimensiuni mari (sub 20 mm) s-au obţinut concentrate cu 48—56% Fe, recuperîndu-se în concentrat circa 90% din magnetita prezentă. Prin separare magnetică umedă, la dimensiuni mai mici de 1—0,5 mm, s-au obţinut concentrate cu 60—65% Fe, cu recuperări de magnetită de 82—85%. Concentratele, mai conţinînd 5—6% SiO_2 şi 4—5% CaO, pot fi folosite ca material de decarburare.

Un alt studiu s-a ocupat de problema eliminării impregnaţiilor de calcopirită şi pirită din minereul unui alt zăcămînt.

Acest minereu, deşi relativ bogat în Fe (43%) mai conţine 1% Cu şi 3% S, ceea ce-l face impropriu utilizării directe în furnal. Cercetările au stabilit un flux tehnologic de preparare cuprinzînd flotaţia calcopiritei şi apoi îmbogăţirea magnetitei prin separare magnetică, prin care s-au obţinut concentrate de calcopirită cu 23% Cu, cu recuperări de 92% pentru cupru, şi concentrate de magnetită cu 60% Fe, 0,1% Cu şi 0,3% S, cu recuperări în fier de 82%.

În ce priveşte zăcămintele noi, încă nepuse în exploatare, s-au făcut de asemenea cercetări în laborator, care au stabilit posibilităţile de preparare a acestor minereuri. Astfel sînt :

Zăcămîntul A, reprezentat printr-un minereu constituit din oligist şi subordonat magnetită, hematită şi limonit, în concreştere destul de înaintată cu calcită, granaţi şi cuarţ.

Conţinuturile medii sînt de : 20% Fe, 24% CaO + MgO, 29—31% SiO_2. Metoda de preparare indicată de cercetări este prăjirea magnetizantă, urmată de separarea magnetică umedă a materialului prăjit, măcinat la circa 0,8 mm. Prin acest flux se obţin concentrate cu 40% Fe, 18—20% SiO_2 şi 17—19% CaO + MgO, cu recuperări în fier de 80%.

Zăcămîntul B este reprezentat printr-un cuarţit amfibolic cu magnetită foarte fin concrescută. Conţine 25—28% Fe, din care 19—20% ca magnetită. Fluxul tehnologic propus în urma cercetărilor cuprinde o măcinare înaintată, la 0,1—0,12 mm, şi separare magnetică umedă prin care se obţin concentrate cu 52—53% Fe şi 18—20% SiO_2, recuperarea în fier fiind de circa 75% din fierul total.

Zăcămîntul C, deşi foarte sărac în fier, este interesant însă pentru conţinutul său

în alte elemente. El este un gabron cu magnetită vanadiferă, ilmenit și forme de trecere între magnetit și ilmenit și are conținuturi de 10—12% Fe, 4—4,5 TiO_2 și 0,06% V. Cercetările au stabilit un flux tehnologic bazat pe o măcinare la 0,3 mm și separare magnetică. Aceasta din urmă se poate face în două variante: una, la o intensitate mare de cîmp, realizează un concentrat colectiv cu 30—35% Fe, 10—12% TiO_2 0,18—0,20% V, cu recuperările respective de 75%, 65% și circa 100% ; în a doua variantă, lucrîndu-se la diferite intensități de cîmp, se obțin două concentrate : unul de fier cu 38—42% Fe, 5—6% TiO_2 și 0,28—0.30% V, cu extracții în metal respective de 60—65% pentru fier, 20—25% pentru titan și 95% pentru vanadiu și un concentrat de titan cu conținuturi de 16—18% Fe, 15—17% TiO_2 și urme de vanadiu, cu extracții în metal de 15—20% pentru fier și 55% pentru titan.

Zăcămîntul D conține un minereu cu elemente utile sub formă de limonit, hidrohematit, oxizi de mangan, cimentate într-o masă argiloasă. Conținutul mineralului brut este de 22—23% Fe, 5—10% Mn, 20—30% SiO_2.

Prin spălarea materialului, se obține un concentrat cu 33—35% Fe și 10—18% Mn cu extracție în metal de 50% pentru fier și 60% pentru mangan. Recuperarea fierului din șlamul rezultat de la spălare a fost încercată prin flotație, cu toate că problema flotării șlamurilor în general este foarte dificilă. Pînă în prezent nu s-au obținut rezultate mulțumitoare prin flotație.

O altă variantă încercată a fost prăjirea magnetizantă, urmată de separare magnetică umedă, care a dat concentrate cu 35—40% Fe, 7—10% Mn, cu recuperări totale de 70—80% pentru fier și 60—65% pentru mangan.

Minereurile de mangan

Utilizările principale ale minereurilor de mangan sînt în industria chimică și în siderurgie.

Pentru industria chimică se cere un minereu curat de piroluzită, cu minimum 80% MnO_2. Pentru siderurgie, cerințele sînt în funcție de natura minereului și utilizarea lui. Astfel, pentru producerea fontei în furnal, condițiile impuse minereurilor de mangan utilizate sînt cuprinse într-un domeniu mai larg, diferind de la o țară la alta. În general, se cere un conținut în mangan de peste 30%, de silice sub 20%, fosfor, sub 0,35—0,40%, conținutul de fier fiind indiferent. În cazul utilizării minereurilor de mangan (sau concentratelor de preparare) pentru producerea feromanganului, se cere ca raportul Mn : Fe în minereu (sau concentrat) să fie mai mare de 4, raportul SiO_2: Mn să fie mai mic de 0,4, raportul P:Mn mai mic de 0,35 etc.

Metodele de preparare cele mai obișnuite pentru minereurile de mangan sînt cele gravitaționale (spălarea, concentrarea în medii dense, zețajul) și separarea magnetică.

Aplicarea flotației este destul de limitată pînă în prezent, deși cercetările asupra flotației minereurilor de mangan sînt foarte numeroase. Flotația minereurilor de mangan este totuși destul de dificilă, în special pentru anumite minerale (wad, minerale pămîntoase) și uneori cu consumuri foarte mari de reactivi.

În țara noastră, minereurile exploatate azi sînt livrate direct fără altă preparare decît o alegere manuală, în cazul oxizilor de mangan și o prăjire pentru ridicarea conținutului de mangan în cazul carbonaților. Se impune îmbunătățirea calității acestor produse prin preparare.

Introducerea preparării va servi pentru o valorificare mai rațională a zăcămintelor de mangan, putîndu-se lua în exploatare și zăcămintele mai sărace, șisturile manganifere și haldele vechi.

Preocupări în această direcție au existat de mai multă vreme. Primele cercetări de preparare au fost începute de către regretatul prof. Ion Marinescu și ing. Avram Lazăr, la laboratorul din Gurabarza. Mai tîrziu au fost efectuate încercări de zețaj, la scară pilot, la Iacobeni și au fost făcute cercetări de laborator în Uniunea Sovietică la Institutul Mehanobr din Leningrad.

Începînd cu anii 1952—1953 și pînă în prezent, au fost reluate cercetările de laborator de către I.C.E.M.I.N., lucrîndu-se cu toate sorturile de minereuri existente, iar în prezent sînt în curs încercări în fază pilot.

Ultimele studii elaborate de I.C.E.M.I.N. în această direcție, analizînd rezultatele obținute prin diferitele metode încercate, au recomandat schemele optime de preparare, atît din punct de vedere tehnologic cît și economic.

Astfel, pentru minereurile curente de carbonați de Mn, fluxul tehnologic propus pe baza încercărilor cuprinde : separarea magnetică uscată a minereului sfărîmat la 20 mm și tratarea prin zețaj și mese de concentrare a produselor intermediare de la separarea magnetică. Prin acest flux, dintr-un minereu cu 22—28% Mn, 8—11% Fe se obțin concentrate cu 30—35% Mn și 9—12% Fe, care după prăjire își măresc conținutul de Mn la 40—42%. Recuperările în Mn sînt de ordinul a 76—80%.

Pentru minereurile cu oxizi de mangan, se recomandă un flux bazat pe procedee gravitaționale, și anume : suspensii grele pentru clasa 20—3 mm, zețaj pentru cla-

sele 3—0,5 mm şi concentrarea pe mese a materialului sub 0,5 mm. Dintr-un minereu cu 23—24% Mn şi 13—15% Fe se obţin concentrate cu 30—32% Mn şi 16—17% Fe, cu recuperări în Mn de 75—80%.

Aproximativ acelaşi flux ca şi pentru minereurile cu oxizi, plus o spălare prealabilă, se recomandă pentru prepararea minereului din haldele vechi de la Vatra Dornei.

Institutul s-a preocupat şi de problema fabricării feromanganului de calitate. Pe baza cercetărilor efectuate, institutul recomandă tratarea concentratelor obţinute la prepararea carbonaţilor sau oxizilor de mangan prin prăjire magnetizantă şi separarea lor magnetică. Prin aceasta se obţin două produse valorificabile: unul, bun pentru feromangan, cu 43—44% Mn, 7—9% Fe, 17—19% SiO_2 şi 0,2% P ; al doilea produs, un concentrat de Mn şi Fe perfect utilizabil ca adaos la elaborarea fontei în furnal.

În ultimul timp institutul s-a preocupat şi de problema preparării şisturilor manganifere sărace, care reprezintă rezerve apreciabile.

Cercetările efectuate în cursul anului 1957 au arătat rezultate destul de interesante. Astfel, s-a reuşit să se găsească reactivi şi condiţii de lucru prin care flotaţia acestor minereuri să dea rezultate net superioare procedeelor gravitaţionale sau magnetice. Astfel, la flotaţia şisturilor cu carbonaţi, care conţin circa 17% Mn, s-au obţinut concentrate cu 25—27% Mn cu recuperări de 75—80%, faţă de recuperările de 60% obţinute prin zeţaj, la acelaşi conţinut al concentratelor. La flotaţia şisturilor cu oxizi, care conţin 14% Mn, s-au obţinut concentrate cu 31% Mn, cu recuperări de 74% în Mn, faţă de concentrate cu 24% Mn cu recuperări de 80% obţinute prin prăjire magnetizantă şi separare magnetică.

Am putea afirma că problema preparării minereurilor de mangan din Bucovina, care a dat naştere la un număr mare de studii, este suficient de clarificată din punct de vedere tehnologic şi că realizarea uneia sau mai multor instalaţii de preparare nu ar trebui să întîrzie.

Substanţe minerale utile nemetalifere

Zăcămintele de substanţe minerale utile nemetalifere ocupă un loc important în economia noastră naţională prin furnizarea de materie primă în diferite ramuri industriale, cum sînt industria metalurgică, industria chimică, industria petrolului, ceramicei, sticlei etc.

În condiţiile de exploatare capitalistă nu a existat o preocupare şi o politică naţională de exploatare şi valorificare raţională şi în condiţii tehnico-economice optime a acestor importante şi foarte necesare surse de materii prime. Ele au format obiectul intereselor particulare, pentru care beneficiile ce se puteau realiza formau singurul obiectiv urmărit.

În anii puterii populare s-au făcut foarte multe lucruri în acest domeniu.

În valorificarea raţională a zăcămintelor de substanţe minerale utile nemetalifere, prepararea ocupă, în general, un loc foarte important. Aşa cum se găsesc în scoarţa pămîntului, aceste materii prime nu corespund cerinţelor de conţinut şi calitate impuse de consumatori. Numai prin operaţii de preparare mecanică se pot separa produse de calitate, prin îndepărtarea sterilului şi altor elemente dăunătoare.

Consideraţii de ordin tehnico-economic, legate mai ales de valoarea comercială relativ scăzută a acestor materii prime, impun tehnologii simple de preparare, realizabile cu cheltuieli cît mai mici.

În unele cazuri operaţiile de preparare se reduc numai la sfărîmarea şi clasarea materialului. Privind lucrurile în tot complexul acestui domeniu al substanţelor minerale utile nemetalifere, întîlnim întreaga gamă a procedeelor de preparare mecanică, fără să conducă la vreun anumit sort de materie primă, la instalaţii de preparare mecanică cu fluxuri tehnologice complicate şi menţinîndu-se în majoritatea cazurilor la tehnologii simple şi ieftine.

Cerinţele de calitate privind substanţele minerale nemetalifere sînt cuprinse la noi în norme de STAS. Aceste norme au o valoare relativă, fiind izvorîte, în parte, din diferitele cerinţe de utilizare, în parte însă fiind determinate de însăşi caracteristicile materiei prime.

Cercetările de preparare a substanţelor minerale nemetalifere au îmbrăţişat în ultimii ani un cîmp îndeajuns de vast de activitate.

Principiile care au stat la baza cercetărilor şi obiectivele urmărite au fost :

a) Imbunătăţirea indicilor tehnologici de preparare în instalaţiile existente şi îmbunătăţirea tehnologiilor în sine ;

b) Cercetări pentru precizarea tehnologiilor de preparare la unele zăcăminte noi ;

c) Introducerea de procedee şi aparate moderne de mare capacitate şi cu un randament ridicat.

În cele ce urmează vom prezenta situaţia cercetărilor, rezultatele obţinute, perspective şi sarcini pentru viitor.

Sulful

Se utilizează în industria coloranţilor, cauciucului, industria fibrelor sintetice şi în agricultură.

Prin cercetările efectuate în anii 1952—1956, s-a reuşit să se precizeze tehnologia preparării unor minereuri de sulf din ţară cu un conţinut iniţial de 23—25% S. Prin flotaţie cu două reflotări cu fenol brut de petrol sau furfurol, la un consum de 150—200 g/t de minereu şi cu adaos de silicat de sodiu pentru depresarea sterilului de 500 g/t — folosit numai la reflotare, se obţin concentrate cu 89—92% S, la o extracţie în substanţă utilă de 88—90%, extracţia în greutate fiind de 23—24%.

Pe baza datelor de cercetare a fost proiectată instalaţia de preparare.

Grafitul

Se utilizează în industria metalurgică, în industria electrotehnică, în industria coloranţilor, la fabricarea creioanelor etc. Proprietăţile principale care determină o largă utilizare industrială sînt : conductibilitatea termică şi electrică mare, inerţia chimică, rezistenţa la căldură, puterea reductoare, luciul metalic etc.

Grafitul de la Baia de Fier are un conţinut de 30—35% C, 60—61% cenuşă, 4% S, 31—32% SiO_2, 10—11% Fe_2O_3. Ganga este alcătuită din cuarţ, feldspat, mică, argilă, pirită.

La Baia de Fier există o instalaţie de flotaţie a grafitului, construită în anul 1950. În această instalaţie se obţin concentrate cu 70—74% C, la o extracţie în greutate de circa 30% şi o recuperare în grafit de 55—60%. Concentratele conţin 2,7% S.

Cercetările de laborator efectuate în cursul anului 1957 au determinat condiţii de flotaţie şi o reţetă de reactivi mai potrivite decît cele întrebuinţate actualmente în instalaţie.

Condiţiile determinate sînt :

— măcinare la 0,1 mm ;
— flotaţie cu măcinare în două trepte şi trei reflotări ;
— diluţia tulburelii 6/1 ;
— reţetă de reactivi :

ulei de metil	5 500 g/t
petrol lampant	5 500 g/t
var	5 000 g/t
silicat de sodiu	4 000 g/t
cianură de sodiu	350 g/t

În aceste condiţii se obţin concentrate cu 83—84% C, la o extracţie în greutate de circa 35% şi o recuperare de grafit de 82—84%. Concentratele astfel obţinute conţin 0,9—1,1% S.

Gipsul

În afară de utilizarea clasică în construcţii s-a elaborat şi tehnologia fabricării acidului sulfuric şi cimentului, utilizînd ca materie primă gipsul, din care ţara noastră posedă rezerve considerabile. Cerinţa principală impusă materiei prime în acest domeniu de utilizare este conţinutul cît mai scăzut de SiO_2.

Materia primă are un conţinut de 10—20% SiO_2, în bună parte provenit din intercalaţiile marnoase între straturile de gips.

Cercetările de preparare informative au indicat că prin operaţii simple de spălare cu material dezintegrat la circa 8 mm, completate cu hidrociclonarea materialului mărunt, se pot obţine produse cu 3—5% SiO_2, cu recuperări de substanţă utilă de circa 90%.

Pe baza datelor informative obţinute prin cercetările efectuate încă în anul 1954, se poate trece la încercări pe scară mai mare pentru precizarea definitivă a tehnologiei preparării şi prelucrării acestei materii prime.

Bentonita

Are o utilizare industrială foarte variată, fiind folosită ca adaos la pămînturi decolorante, geluri de foraj, nisipuri de turnătorie ; în industria ceramică şi materialelor refractare ; la epurarea lichidelor ; în industria hîrtiei şi la rafinarea petrolului.

Cerinţele de calitate ale bentonitei sînt legate de un conţinut cît mai ridicat de montmorillonit (H_2O,Al_2O_3(Cu,Mg) 0,5 SiO_2 + $+n$ H_2O), care determină în ultimă analiză gradul mare de umplere, stabilitatea mare a suspensiei, puterea de decolorare, *p*H-ul scăzut şi capacitatea mică de colmatare.

Unul dintre zăcămintele de bentonită din ţară conţine 72—74% montmorillonit, 16—18% feldspat, 4—5% cuarţ, 3—4% muscovit şi biotit şi circa 1% minerale feroase. Este o bentonită de calitate, cu montmorillonit foarte activ. Are o umiditate de 30—40%, o stabilitate a suspensiei de 97—98%, un *p*H de 7—7,3, o mare putere de absorbţie.

Analiza chimică indică : 2,9% CO_2, 69% SiO_2, 17% Al_2O_3, 5% CaO + MgO, 3% K_2O + Na_2O. Impurităţile sînt concentrate în granulaţia relativ mare (> 0,075 mm).

Cercetările efectuate în anul 1957 au indicat posibilităţile optime de înnobilare a acestei bentonite, cu indicarea următorului flux tehnologic :

— dezintegrarea după o prealabilă uscare şi separarea pneumatică a bentonitei. Se obţine un produs reprezentînd ca extracţie în greutate circa 46% din materia primă, cu 55% extracţie din materialul fin şi 1% refuz pe sita de 0,1 mm ;

— hidrociclonarea întregii mase de minereu sau numai a refuzului de la separarea pneumatică.

Se lucrează cu o diluţie de 8—10/1 la o presiune de 1,5 atm. Suprascurgerea hidrociclonului reprezentînd concentratul, conţine 1—2% refuz pe sita de 0,1 mm.

Recuperarea de material fin (>0,1 mm) fie numai prin hidrociclonare, fie prin hidrociclonare după separare pneumatică, este de circa 95%.

Pentru definitivarea tehnologiei mai sînt necesare încercări de filtrare electroosmotică şi de uscare a produselor înnobilate.

Barita

Barita ($BaSO_4$) are numeroase întrebuinţări: în industria lacului, vopselelor, hîrtiei, cauciucului, industria chimico-farmaceutică şi îndeosebi în industria petrolului pentru îngreunarea noroaielor de foraj. Principalele proprietăţi tehnologice care au determinat o atît de largă utilizare în diferite domenii industriale sînt: conţinutul mare de sulfat de bariu, greutatea specifică mare, culoarea albă, inerţia chimică, capacitatea mare de adsorbţie a razelor X, caracterul otrăvitor al compuşilor de bariu.

În trecut, consumul de barită era asigurat la noi în ţară exclusiv din import.

Industria petrolului necesită următoarele condiţii de calitate:

— conţinut de SO_4Ba: 90 %;
— greutate specifică: 4,10;
— fineţe de măcinare: maximum 20% refuz pe sita de 200 ochiuri/ţol;
— săruri solubile: maximum 0,5%.

Unul dintre zăcămintele de barită din ţară, pus în evidenţă în anii puterii populare de către Comitetul Geologic are un conţinut mediu de 50—52% SO_4Ba, 30—32% CO_3Ca, 6—8% SiO_2 şi 0,8—1% SO_4Ca. Este vorba de o barită calcaroasă de fină concrescenţă.

Cercetările de preparare efectuate în anii 1956—1957 au determinat posibilităţile optime de concentrare ale acestui minereu, prin flotaţie. Se foloseşte ca reţetă de reactivi:

— silicat de sodiu 1 200—1 400 g/t;
— alcool superior sulfonat 1 200—1 400 g/t.

Fineţea de măcinare este — 0,1 mm, nu este necesară o prealabilă deşlamare a minereului măcinat şi este suficientă o singură reflotare.

Se obţin concentrate cu 93—94% SO_4Ba, la o extracţie în greutate de circa 50% şi cu o extracţie în substanţă utilă de 92—93%.

Se remarcă simplicitatea şi economicitatea fluxului tehnologic determinat pentru barită prin aceste cercetări.

Pentru a înlătura acţiunea reactivului care se traduce printr-un efect de spumare şi neumectare a concentratelor obţinute, este necesară o uscare înaintată (calcinare) la o temperatură de 280—300° C timp de 30 minute a acestora.

Concentratele astfel obţinute au fost încercate în laboratoarele industriei petrolului şi corespund din toate punctele de vedere pentru îngreunarea noroaielor de foraj.

Feldspatul

Se utilizează în industria ceramicei fine, la fabricarea porţelanurilor şi faianţei de calitate.

Pentru feldspatul de calitate se cere un conţinut cît mai ridicat de alcalii (K_2O + + Na_2O >9%), un conţinut constant de SiO_2 (<70—72%) şi un conţinut cît mai scăzut de fier (<0,2% Fe_2O_3).

Zăcămîntul de feldspat în curs de exploatare nu corespunde cerinţelor de calitate în stare brută.

Actuala tehnologie de preparare a acestei materii prime (alegere manuală, măcinare uscată în mori cu silex şi separare pe cale magnetică a impurităţilor de natură feroasă) reprezintă neajunsuri.

Cercetările de preparare efectuate în anul 1957 în faza de laborator şi confirmate de încercările în fază pilot au condus la următoarele rezultate:

— prin măcinare umedă în mori cu silex la —0,1 mm şi flotaţie cu săpun sulfatic, se obţin concentrate cu 0,15—0,17% Fe_2O_3, 8% alcalii şi 72—75% SiO_2;

— rămîne necesară o alegere manuală a minereului exploatat, limitată la menţinerea constantă în jur de 70% SiO_2 a materialului de alimentare a flotaţiei;

— tehnologia precizată pentru feldspat prin cercetările efectuate în anul 1957 prezintă următoarele avantaje,

a) reducerea consumului de energie prin mărirea capacităţii de măcinare cu circa 150%. Este vorba despre trecerea de la măcinarea uscată la măcinarea umedă în mori cu silex;

b) creşterea cu circa 1% a conţinutului de alcalii în concentrate;

c) scăderea conţinutului de fier la 0,15—0,17% Fe_2O_3.

Studiul efectuat este concludent şi oferă suficiente date de proiectare. Preţul de cost al concentratelor obţinute va fi mai scăzut ca cel actual.

Pentru anul 1958 sînt prevăzute încercări de flotaţie inversă a feldspatului (flotaţia cuarţului) cu reactivi speciali, preconizîndu-se pe această cale obţinerea de produse superioare.

Bauxita

Este folosită ca materie primă în metalurgia aluminiului, în siderurgie, în industria abrazivilor (electrocorund), industria cimentului şi materialelor refractare.

Pentru a corespunde cerinţelor în diferitele domenii de utilizare, se cere bauxitei un conţinut de oxid de aluminiu cît mai mare şi un modul Al_2O_3/SiO_2 cît mai ridicat. Silicea este un element dăunător în procesele de prelucrare a bauxitei.

Zăcămîntul de bauxită în exploatare conţine 53—57% Al_2O_3 5—7% SiO_2 şi 18—25% Fe_2O_3. Modulul Al_2O_3/SiO_2 este de 8—11. Silicea este în cea mai mare parte cuprinsă în masa argiloasă care cimentează bauxita.

Cercetările efectuate în anul 1956 au arătat că prin sfărîmarea minereului la circa 20 mm, spălarea întregii mase şi hidrociclonarea materialului mărunt, se obţine un produs cu 56—60% Al_2O_3 şi 2% SiO_2. Extracţia în greutate a produsului spălat este de circa 88% şi extracţia de Al_2O_3 de 90—92%.

Produsul astfel obţinut are o valoare mult superioară minereului brut.

Creta

Se utilizează în industria cauciucului, hîrtiei etc.

Zăcămîntul de cretă studiat conţine : 88—93% $CaCO_3$; 1—1,2% $Al_2O_3+Fe_2O_3$; 6—8% SiO_2.

Cercetările efectuate în anii 1953—1954 au stabilit tehnologia preparării acestei materii prime, pe baza cărora a fost realizată instalaţia industrială. În principiu, această tehnologie constă dintr-o sfărîmare primară, uscare şi măcinare.

Prin clasare pneumatică se obţin două produse valorificabile :

— produsul I de calitate superioară, reprezentînd circa 56% ca extracţie în greutate şi care are o fineţe de 99% — 0,09 mm ;

— produsul II de calitate acceptabilă cu un refuz de circa 8% pe sita de 0,09 mm, în care se concentrează cea mai mare parte din impurităţile silicioase.

Talcul

Are utilizări în industria cauciucului, hîrtiei şi parţial în industria chimică. Este un silicat de magneziu hidratat.

Zăcămîntul de talc studiat conţine ca impurităţi calcita, care ajunge pînă la 40—45%. Instalaţia de preparare în funcţiune constă din alegere manuală, sfărîmare şi măcinare uscată în circuit închis cu clasoare pneumatice.

Cercetările efectuate în anii 1953—1954 pentru purificarea talcului prin flotaţie nu au rezolvat problema. Concentratele obţinute conţin 8—9% CaO. Pentru anul 1958 se preconizează reluarea cercetărilor de flotaţie, pentru obţinerea prafului de talc de calitate superioară.

Caolinul

Se utilizează în industria de ceramică fină pentru fabricarea porţelanului şi faianţelor, în industria hîrtiei, în industria cauciucului etc.

Cerinţele de calitate sînt legate de fineţea materialului, impunîndu-se treceri de 98—99% pe sita de 0,06 mm şi uneori de un grad de alb cît mai ridicat. Impurităţile zăcămintelor în cauză sînt de natură silicioasă, concentrate în materialul cu dimensiune peste 0,075 mm.

Instalaţiile de preparare a caolinei separă cu ajutorul aparaturii clasice de clasare gravimetrică caolinul de nisipuri.

Cercetările efectuate în anii 1956—1957 privind caolinurile şi argilele caolinoase au fost axate pe linia utilizării hidrocicloanelor pentru purificarea acestei materii prime.

Pentru separarea caolinului de nisipurile fine şi pentru purificarea argilelor caolinoase, încercările de hidrociclonare au dat rezultate concludente.

Pe baza rezultatelor obţinute şi a experimentărilor în fază pilot în curs de experimentare se va definitiva introducerea hidrocicloanelor în instalaţiile de preparare a caolinurilor.

Nisipurile cuarţoase

Nisipurile cuarţoase constituie materia primă de bază în industria sticlei, ceramicei şi turnătorie. Impurităţile însoţitoare sînt constituite din feldspaţi alteraţi, mică, părţi levigabile şi mai ales oxizi de fier.

Cercetările efectuate pînă în prezent privind nisipurile în privinţa îndepărtării impurităţilor de natură feroasă au precizat caracteristicile acestei materii prime, posibilităţile de ameliorare a calităţii nisipurilor prin operaţii de spălare şi clasare şi domeniile de utilizare a acestei materii prime ca atare.

★

Din expunerea datelor privind cercetările de preparare în domeniul minereurilor feroase şi al substanţelor minerale nemetalifere se poate constata că în anii puterii populare a avut loc o activitate susţinută în acest domeniu. Rolul preparării în domeniul minereurilor feroase şi substanţelor nemetalifere se accentuează tot mai mult, din an în an, şi introducerea ei devine indispensabilă pentru valorificarea bogăţiilor patriei noastre.

Numeroasele cercetări efectuate asupra principalelor minereuri feroase şi substanţe nemetalifere contribuie în mod esenţial la rezolvarea cu succes a problemelor de valo-

rificare optimă a zăcămintelor respective. Desigur însă că în acest domeniu mai este mult de făcut. Mai sînt numeroase minereuri feroase şi substanţe nemetalifere a căror posibilitate de valorificare trebuie studiată. Numeroase procedee şi aparate noi în domeniul preparării mai trebuie studiate şi încercate pentru minereurile noastre.

Institutele de cercetări de specialitate, ICEMIN şi Centrul de cercetări metalurgice al Academiei R.P.R. trebuie să-şi dezvolte necontenit posibilităţile de cercetare, pentru ca studiile să se facă la nivelul celor mai noi progrese realizate în industria preparării din alte ţări. Este rolul institutelor de cercetări să formeze cadre tehnice bine pregătite şi specializate în domeniul preparării. Importanţa activităţii institutelor de cercetări a fost subliniată prin Hotărîrea Consiliului de Miniştri cu privire la organizarea şi activitatea acestora. Trebuie înţeles specificul muncii de cercetare, greu de încadrat în termene prea rigide, trebuie înţeleasă necesitatea de informare directă asupra realizărilor din străinătate şi încurajat spiritul de inventivitate şi dragostea de cercetare. În condiţiile create de către regimul de democraţie populară, cercetările privind prepararea minereurilor, ca şi cercetările în celelalte ramuri industriale se află în plin avînt şi-şi vor aduce aportul lor din ce în ce mai valoros pentru economia naţională.

Unele aspecte privind tehnica nouă în domeniul preparării minereurilor din U.R.S.S.

Ing. I. Vlad

Ritmul înalt de creştere a industriei metalurgice din U.R.S.S., precum şi dezvoltarea continuă a producţiei de metale feroase, neferoase şi metale rare, rezervă un rol important oamenilor de ştiinţă, cercetătorilor şi practicienilor din industria minieră. Un rol deosebit revine cercetătorilor şi practicienilor din domeniul preparării minereurilor, în faţa cărora se pune problema complexă a extracţiei maxime a componenţilor utili din minereuri.

Necesitatea rezolvării multiplelor probleme ridicate de practica preparării a determinat programul în dezvoltarea teoriei şi practicii preparării substanţelor utile. În consecinţă, s-au elaborat noi teorii, s-a dezvoltat tehnica proceselor de preparare, s-au elaborat aici scheme tehnologice de preparare mai desăvîrşite, s-au conceput noi tipuri de aparate şi utilaje de preparare etc.

În ultimii ani, lucrările de cercetare din U.R.S.S. pentru prepararea minereurilor de sulfuri polimetalice sînt orientate în direcţia dezvoltării schemelor tehnologice de flotare stadială cu remăcinarea concentratelor brute sau a produselor medii şi separarea mineralelor utile din aceste produse, pe baza procesului de înlăturare a colectorului de pe suprafaţa mineralelor. De asemenea, desăvîrşirea schemei tehnologice de flotare colectivă a minereurilor polimetalice a permis generalizarea acestei scheme tehnologice la o serie de uzine de preparare noi sau reconstruite, la care aplicarea procesului de desorbţie a colectorului a asigurat nu numai realizarea unor indici tehnologici ridicaţi în cazul minereurilor sărace, dar şi o majorare apreciabilă a capacităţii de prelucrare a secţiei de măcinare şi flotare. Aplicarea la aceste uzine a schemei tehnologice de separare a concentratului colectiv de plumb-cupru, precum şi operaţia de dezincare a concentratelor de plumb şi cupru obţinute după separarea lor şi extracţia zincului, într-un produs aparte, a permis obţinerea unui concentrat de plumb de calitate superioară.

În vederea rezolvării problemei preparării minereurilor de sulfuri oxidate s-au întreprins o serie de cercetări, atît în institute, cît şi la uzinele de preparare. La unele uzine s-a aplicat cu succes tehnologia preparării minereurilor de sulfuri oxidate de plumb şi zinc, pentru care s-a determinat regimul de reagenţi şi schema tehnologică, asigurîndu-se astfel obţinerea unor indici mulţumitori de preparare. De asemenea, a fost aplicată în practica uzinală şi schema tehnologică a procesului combinat de leşiere şi flotare a minereurilor oxidate de cupru — respectiv procesul combinat prof. Mostovici. S-a stabilit pentru unele minereuri de cupru o nouă tehnologie, care constă în remăcinarea concentratului brut şi a produselor medii, asigurîndu-se astfel indici de extracţie superiori, precum şi un conţinut mult mai mare în cupru al concentratului.

În practica uzinală s-au obținut rezultate bune în prepararea minereurilor de wolfram și molibden, utilizînd o schemă combinată, care include metode gravimetrice, flotația și hidrometalurgia. Prin aplicarea acestei scheme tehnologice combinate s-a realizat o extracție mare a tuturor componenților utili, precum și îmbunătățirea calității concentratelor.

În U.R.S.S. s-au obținut rezultate bune, în afara problemelor de ordin tehnologic al preparării minereurilor, și în direcția dotării instalațiilor de preparare cu utilaje și aparatură de construcție nouă, precum și în mecanizarea și automatizarea operațiilor de preparare. Astfel, au fost construite mașini de flotare tip Mehanobr, cu volum pînă la 5,8 m³/celulă, filtre-îngroșătoare, mașini de zețaj cu con vibrator, mașini de zețaj centrifuge, aparate de înregistrare și reglat automat densitatea tulburelii *p*H-ului etc.

Realizările oamenilor de știință și ale practicienilor sovietici în aplicarea tehnicii noi în domeniul preparării sînt foarte complexe și, evident, nu pot fi cuprinse într-un scurt articol. Din acest motiv, ne vom ocupa de două probleme, care prezintă un interes mai mare la ora actuală, și anume :

1. Flotarea colectivă a minereurilor complexe urmată de flotarea diferențială a concentratului colectiv.

2. Prepararea minereurilor oxidate de cupru.

1. Flotarea colectivă a minereurilor complexe urmată de desorbția colectorului și flotarea diferențială a substanțelor utile din concentratul colectiv.

În practica preparării minereurilor, se aplică cu succes, în ultimii ani, schema tehnologică de flotare colectivă a minereurilor, urmată de flotarea diferențială a concentratului colectiv. Această schemă este rațională și economică, în special, în cazurile cînd substanțele utile din minereu sînt concrescute între ele într-un grad mai mare decît cu mineralele de gangă. Pentru astfel de minereuri se indică o măcinare mai grobă, cu scopul de a elibera substanțele utile de minerale de gangă, după care mineralele utile — concrescute și libere — sînt folosite colectiv. Pentru a pune în libertate speciile mineralogice, concentratul colectiv se remacină la finețea necesară, după ce în prealabil s-a procedat la desorbția colectorului. Concentratul colectiv remăcinat se supune în continuare procesului clasic de flotare diferențială pentru obținerea separată a substanțelor utile ce-l compun.

O asemenea schemă tehnologică de preparare a minereurilor complexe prezintă o serie de avantaje tehnico-economice.

În aplicarea industrială a schemei tehnologice de flotare colectivă s-au ivit unele dificultăți legate de faptul că în concentratul colectiv se acumula o cantitate apreciabilă de colector, care împiedică acțiunea depresanților în flotația selectivă. Deci, acumularea în concentratul colectiv a reactivilor colectori este cauza principală, care îngreunează procesul selectiv. La uzinele de preparare din străinătate se întîlnesc diferite metode pentru îndepărtarea reactivului colector, și anume :

— îngroșarea concentratului colectiv ;
— filtrarea concentratului colectiv ;
— îngroșarea și filtrarea concentratului colectiv ;
— desorbția colectorului cu cărbune activ ;
— tratarea concentratelor în autoclave la temperaturi ridicate și în mediu bazic pentru separarea concentratelor de cupru și molibden ;
— prăjirea concentratelor.

Primele trei metode asigură într-o oarecare măsură îndepărtarea reactivilor. Întrebuințarea cărbunelui activ, deși dă rezultate bune, nu este rentabilă din punct de vedere economic. Folosirea metodelor termice în scopul îndepărtării reactivilor de pe suprafața mineralelor nu este economică, aceste metode fiind complicate în condițiile uzinelor de preparare. Pe lîngă aceasta, distrugerea rețelei cristaline prin prăjire, în multe cazuri nu este indicată pentru procesul ulterior de flotare diferențială.

Din cele expuse, reiese că metodele amintite nu satisfac în măsură necesară cerințele tehnologiei procesului selectiv de flotare a concentratului colectiv. Pentru rezolvarea problemei desorbției se cere o metodă adecvată, care să asigure atît înlăturarea colectorului de pe suprafața mineralelor, cît și din tulbureală, fără a-i distruge proprietățile naturale ale grăunților minerali. O astfel de metodă eficace a fost stabilită de Institutul Mehanobr din Leningrad, de către cercetătorul Konev A. S. El a presupus că acțiunea unor reactivi asupra minereului supus flotării poate fi privită ca un fenomen de depresare, care prin natura sa constă într-o schimbare — la suprafața minereului — a ionilor cu ionii reactorului depresant. Pentru verificarea acestei ipoteze s-au efectuat o serie de încercări de laborator, semiindustriale și industriale, utilizîndu-se sulfura de sodiu.

În U.R.S.S., una din cele mai mari uzine de preparare a minereurilor complexe, și anume uzina Combinatului Leninogorsk din Altai, lucrează în prezent după schema tehnologică de flotare colectivă, urmată de flotarea diferențială.

Minereul este măcinat, în vederea flotării colective, la finețea de circa 48—52% < 74μ. Capacitatea de măcinare a unei secții este de 69 t/h. Morile cu bile lucrează în circuit

închis cu clasoare spirale. Înregistrarea și reglarea densității tulburelii se fac automat. Pentru flotarea colectivă, fiecare secție este dotată cu șase mașini de flotare Mehanobr nr. 6, a cîte opt celule de cîte 3 m³ fiecare. Primele 16 celule sînt destinate pentru flotarea de bază, 24 celule pentru flotarea de control, iar restul de 8 celule pentru cele două reflotări ale concentratului colectiv, rezultat de la flotarea de bază. Produsul intermediar de la prima reflotare a concentratului colectiv împreună cu produsul flotării de control (spumele) sînt reintroduse în circuitul primar (flotarea de bază).

Flotarea colectivă are loc în mediu bazic creat cu sodă, respectiv la un *p*H = 8—9. Soda se dozează în moară. Pentru colectarea substanțelor utile se folosește xantatul butilic, care se dozează în primele celule ale circuitului primar și în flotația de control. Ca spumant se întrebuințează crezolul.

Redăm în tabelele 1 și 2 regimul de lucru și reactivii în flotarea colectivă.

Tabela 1

Operația	% solid	Timp de flotare, min.	*p*H
Flotația colectivă de bază	30—32	12	8—9
Flotația colectivă de control	28—30	25	8—9
Prima reflotare a conc. colectiv	32—35	25	8—9
A doua reflotare a conc. colectiv	42—35	25	8—9

Tabela 2

Denumirea reactivilor	Consum pe tona de minereu, kg	Locul de adaos
Sodă calcinată	0,5—0,8	în moară
Xantat butilic	0,1—0,12	La flot. de bază și control
Crezol	0,11—0,12	La flot. de bază și control

Concentratul colectiv, fără adaos de apă, avînd circa 38—42% solid, se scurge pe un jgheab colector cu înclinarea de 20°, care conduce spumele la un grup de agitatoare, dispuse în cascadă, în care se dozează sulfura de sodiu necesară pentru desorbția reactivilor. În primul agitator, destinat pentru distrugerea spumelor, se dozează soluția de sulfură de sodiu în concentrație de 10—20%, respectiv în cantitate de 4 kg Na_2 activ pe tona de concentrat colectiv. Timpul de agitare în fiecare agitator este de 7—10 min. De la agitatoare, tulbureala lipsită de bule de aer trece la un clasor cu două spirale, pentru spălare și clasare. Fracțiunea grobă rezultată de la clasare, avînd circa 80% solid, este din nou spălată și clasată la un al doilea clasor spiral, după ce în prealabil a fost diluată cu circa 300—350 apă la tona de material. Prin spălarea și clasarea tulburelii în cel de-al doilea clasor, se realizează completa îndepărtare a colectorului și sulfurii de sodiu. Fracțiunea grobă, rezultată după cea de-a doua clasare, trece la moara destinată pentru remăcinarea concentratului colectiv. Tulbureala revărsată de la primul și al doilea clasor este pompată la un îngroșător de 18 m diametru. Practica a dovedit că staționarea tulburelii în îngroșător împreună cu sulfura de sodiu, timp de 2—3 zile, nu slăbește selectivitatea concentratului colectiv, ci, dimpotrivă, în unele cazuri o favorizează. Materialul îngroșat pînă la 50—60% solid trece într-un agitator, în care se dozează cărbune activ în cantitate de 350—400 g/t concentrat colectiv, pentru absorbția colectorului și a spumantului, care a mai rămas. Din agitator, materialul trece la remăcinare. Preaplinul îngroșătorului care conține circa 3—4 g/l solid, trece într-un al doilea îngroșător de 12 m diametru. Îngroșătorul este introdus periodic în circuitul de flotare a zincului, iar preaplinul ce conține circa 1,5—2,5 g/l solid se elimină la iazul de decantare. Suprafața de îngroșare necesară variază de la 0,7—1,2 m²/t concentrat colectiv. Consumul de apă în procesul desorbției este de numai 0,6 m³ apă de concentrat colectiv, sau 0,07 m³ pe tona de minereu prelucrat.

Remăcinarea concentratului colectiv se face în mori cu bile, care lucrează în circuit închis cu cîte un clasor cu două spirale și prag înalt. Remăcinarea se face la finețea de 85—90%—200 och/țol. Densitatea tulburelii la revărsarea clasoarelor se controlează și se reglează automat.

În tabela 3 se redă regimul de remăcinare și clasare a concentratului colectiv.

Tabela 3

Operație	Dimensiunile grăunților: Alimentarea (concentratului colectiv)	Dimensiunile grăunților: Produsul final	Solid %
Măcinare	45—50%—75 M	65—75 74	80—83
Clasare	65—75%—64 M	Pulpa: 85—90% 74	35—38
		Nisipuri: 30—35% 74	85

În clasorul morilor pentru măcinare se dozează circa 0,4—0,5 kg cianură de sodiu pe tona de concentrat colectiv. În mori se dozează sulfat de zinc în cantitate de 1,25—1,5 kg și sodă calcinată în cantitate de circa 1,0—1,2 kg, iar în primele celule din cir-

cuitul concentratului plumbos se dozează sulfat de zinc în cantitate de 1,25—1,5 kg pe tona de concentrat colectiv.

Tabela 4

Denumirea operaţiei	Solid, %	Timpul de flotaţie, min.	pH
Flotarea de bază a plumbului	45—50	20	7,2—7,8
Flotarea de control a Pb	35—40	35	7,2—7,8
Prima reflotare a Pb	40—45	20	7,2—7,8
A doua reflotare a Pb	40—45	40	7,2—7,8
Ingroşarea sterilelor de la flotarea Pb			
Alimentare	20—25	—	—
Ingroşat	47—52	—	—
Flotarea de bază a Zn	45—50	60	9—10,5
Flotarea de control a Zn	40—45	90	9—10,5
Prima reflotare	35—40	30	9—10,5
A doua reflotare	35—40	25	9—10,5
Flotarea de bază a piritei	25—30	30	9—10,5
Flotarea de control	20—25	50	9—10,5
Reflotare	30—40	30	9—10,5

Tabela 5

Denumirea circuitului şi a reactivilor	Consum specif. kg/t conc. colec.	Locul de adiţie
1	2	3
Desorbţia		
Sulfura de sodiu	4,0	Agitator pentru distrugerea spumelor
Cărbune activ	0,35—0,40	Agitator
Flotarea plumbului cuprului		
Soda calcinată	1,0—1,2	În moara pentru remăcinare
Cianură topită	0,45—0,50	Agitator
Sulfat de zinc	1,25—1,50	Moara pentru remăcinare
Sulfat de zinc	1,25—1,56	Clasor
Xantat butilic	0,06—0,04	Flot. de bază şi control
Crezol	0,030—0,005	Idem
Flotarea zincului		
Sulfat de cupru	0,5—0,8	Agitator
Var la pH=9 10,4	0,09—0,10	Prima reflotare
Xantat butilic	0,09—0,10	Flotare de bază şi control
Aerofloat	0,60—1,00	Idem
Flotarea piritei		
Sodă calcinată	0,05—0,07	Flotare de bază şi control
Xantat butilic	0,04—0,05	Idem
Crezol tehnic		Idem

Tabela 6

Produsul	Extracţii în metale %		Extracţie în greutate %
	Pb	Zn	
Alimentare	100	100	100
Conc. colectiv	92—93	90—92	8—10
Steril final	7—8	8—10	90—92

Produsul	Extracţie în greutate, %	Extracţii, %			
		Zn	Cu	Pb	Zn
Conc. colectivi.	100	10—20	100	100	100
Conc. de Pb—Cu	17—18	10—11	64	79,5	8,95
Conc. de Zn	24—25	53—56	13,3	4,25	69,00
Conc. de pirită	1—413	1,9	2,8	0,73	0,88

Flotarea selectivă se face în celule Mehanobr nr. 6, de 3 m³ capacitate.

În tabelele 4, 5 şi 6 se redau regimul de lucru şi reactivii folosiţi la flotaţia selectivă.

Făcînd o comparaţie între indicii cantitativi şi calitativi de preparare a minereului Leninogorsk, realizaţi în flotarea selectivă directă a minereului şi flotarea colectivă, urmată de flotarea selectivă a concentratului colectiv, se pot trage următoarele concluzii :

a) Prin aplicarea schemei de flotare colectivă urmată de flotaţia selectivă a acestuia, calitatea concentratului de plumb s-a îmbunătăţit cu circa 17—20%, iar a concentratului de zinc — cu aproximativ 12—14%.

b) S-a redus conţinutul de metale al sterilului final cu 60% pentru cupru, cu 55% pentru plumb şi cu 62% pentru zinc. Reducerea apreciabilă a pierderilor în steril a dus la creşterea randamentelor la plumb cu 7,5—8%, iar la zinc cu 8—8,5%.

c) Prin aplicarea schemei de separare a concentratului colectiv de plumb-cupru, s-a realizat o îmbunătăţire a calităţii concentratului de cupru, precum şi a randamentului de extracţie.

Prin trecerea de la flotarea selectivă directă la flotarea colectivă, precedată de desorbţia reactivilor şi flotarea selectivă a concentratului colectiv, la uzina de preparare din Leninogorsk s-a reuşit să se reducă consumul de reactivi în modul următor :

— la sulfat de zinc de 7 ori ;

— la sulfat de cupru de 3,5 ori ;

— la aerofloat de 11 ori.

Cheltuielile globale de preparare pe tona de minereu s-au redus cu circa 30%, iar capacitatea de prelucrare a crescut de 4,5 ori fără să necesite o amplificare a uzinei.

2. Prepararea minereurilor oxidate de cupru

În zăcămintele de cupru, foarte rar se întîlnesc numai minereuri oxidate sau numai

sulfuri. De obicei, atît minereurile de sulfuri, cît şi cele oxidate conţin într-o proporţie oarecare minerale oxidate în masa de sulfuri, cît şi sulfuri în masa mineralelor oxidate. O clasificare rigidă a minereurilor oxidate sau sulfurice nu există. Totuşi, se obişnuieşte a considera minereuri oxidate acele minereuri care conţin peste 25% oxizi de cupru, iar minereuri amestecate sau mixte acelea care conţin peste 25% oxizi şi peste 25% sulfuri de cupru. În mod obişnuit. minereurile aparţinînd categoriei sulfurilor conţin circa 5—15% oxizi de cupru.

În general, minereurile oxidate constau dintr-un amestec diferit de minerale greu şi uşor preparabile. Extracţia cuprului din astfel de minereuri, exclusiv prin metoda flotării, este relativ mică şi nu depăşeşte 80%, iar în unele cazuri nici 50%.

Prin flotare se extrag uşor malahita, azurita, atacamita, cuprul nativ, precum şi sulfurile de cupru. În condiţiile de flotare a malahitei şi atacamitei, foarte slab se extrag crizocolii, fosfaţii, aluminosilicaţii, precum şi alte asociaţii ale cuprului.

În soluţii slabe de acid sulfuric se poate realiza o extracţie mai mare de cupru decît în procesul de flotare. Pentru acest considerent, în prelucrarea minereurilor oxidate de cupru se folosesc şi metodele hidrometalurgice.

Prelucrarea hidrometalurgică a oxizilor de cupru se poate realiza prin metoda percolaţiei, respectiv leşierea pe calea percolaţiei sau prin metoda agitaţiei.

Prin metoda percolaţiei se tratează minereul concasat, precum şi minereul deşlamat în limita dimensiunilor — 15 + 1 mm, în cazul cînd şlamurile se găsesc în proporţie de peste 10%. Procesul de dizolvare a cuprului din materialul grob se face încet. Aşa, de exemplu, la uzina Djezkazgan, pentru leşierea materialului deşlamat (—15 mm) sînt necesare şapte zile. La uzina Erington (S.U.A.) pentru acelaşi proces sînt necesare 4—5 zile, iar pentru ciclul complet (încărcarea şi descărcarea căzilor) sînt necesare chiar 7—9 zile.

Pentru procesul de percolaţie sînt necesare un număr mare de rezervoare (tancuri) şi clădiri de volum mare.

Pentru procesul de agitaţie (a doua metodă hidrometalurgică) minereul trebuie să fie fin măcinat. Dizolvarea mineralelor de cupru se face în soluţii de acid sulfuric, în agitatoare mecanice. În acest caz, dizolvarea cuprului se face peste 100 ori mai repede decît prin metoda percolaţiei, şi anume, numai în 20—60 minute. Volumul aparaturii necesare pentru leşiere se micşorează în acest caz de circa 80—100 ori. Greutatea mare constă în separarea soluţiilor de partea solidă.

După dizolvarea cuprului, tulbureala trebuie îngroşată, în vederea separării soluţiilor de faza solidă. Această operaţie este destul de costisitoare, întrucît necesită investiţii mari pentru amenajarea instalaţiei cu bazinele, agitatoarele şi îngroşările necesare şi, pe lîngă aceasta, este necesară şi construirea secţiei de măcinare şi clasare. În prezent, procesul de agitare se aplică numai la prelucrarea concentratelor de cupru, care conţin cantităţi mari de silicaţi de aluminiu şi cuarţ, precum şi numai în cazul cînd — pentru condiţiile locale — procesul hidrometalurgic este mai economic decît cel metalurgic.

În general, ambele metode amintite sînt destul de costisitoare. Procesul de prelucrare a oxizilor de cupru după metoda combinată a prof. Mostovici este cu mult mai ieftin şi mai eficace.

Prof. Mostovici a elaborat metoda sa de prelucrare a oxizilor de cupru încă în anul 1930—1931. Această metodă constă în măcinarea minereului, leşierea cu acid sulfuric în agitatoare, cementarea cuprului din soluţii cu ajutorul fierului şi flotarea grăunţilor de cupru cementat împreună cu sulfurile aflate în minereu. Spre deosebire de procesul de agitare (metodă amintită anterior), în care se procedează la separarea fazei solide de cea lichidă, în procesul Mostovici această separare nu se mai face, întrucît cementarea cuprului cu pilitură de fier sau fontă măcinată se face direct în tulbureală. Prin contactul tulburelii cu fierul are loc cementarea cuprului după reacţia :

$$CuSO_4 + Fe = Fe\,SO_4 + Cu$$

Cuprul metalic se separă sub formă de grăunţi mici. După cementare, tulbureala trece la celulele de flotare, în care se adaugă reactivii necesari pentru flotarea grăunţilor de cupru metalic, precum şi a eventualelor sulfuri. În procesul de flotare se obţin, astfel, un concentrat bogat de cupru, precum şi sterile sărace.

Avantajele acestei metode constau în următoarele :

a) procesul de leşiere la fel ca şi procesul de agitare se face în timp scurt, iar volumul de recipiente necesare acestui proces nu este prea mare ;

b) se înlătură necesitatea separării soluţiilor de fază solidă, cementarea şi flotarea au loc în timp scurt, fapt care reduce mult investiţiile necesare pentru construirea instalaţiei ;

c) sulfurile existente în minereurile cu oxizi de cupru se extrag practic împreună cu cementul de cupru, pe cînd, numai prin procesul hidrometalurgic, cuprul din sulfură se extrage în proporţie de circa 40% şi, în cel mai bun caz, cînd minereul conţine calcozină şi covelină, se extrage 70% ;

d) aurul se extrage în proporţie de circa 60—70%, pe cînd în procesul exclusiv hidrometalurgic aurul rămîne în steril, respectiv nu se extrage.

În ceea ce privește finețea de măcinare necesară prelucrării după metoda combinată, aceasta se determină în funcție de caracteristicile minereului, precum și de asociația mineralelor de cupru. Dacă minereul conține numai minerale oxidate ca: malahita, azurita și altele ușor dizolvabile, finețea măcinării poate fi mai puțin înaintată. Prof. Mostovici a făcut experiențe cu minereu cuprifer din zăcămîntul Kounrad, măcinat la — 1,5 mm. Măcinarea la o astfel de granulație nu este de loc costisitoare, însă în practică este destul de greu să se lucreze la această granulație, fapt pentru care în practica industrială minereul se macină la — 1 mm.

În cazul în care în minereu — alături de mineralele oxidate — se găsesc și sulfuri și aur, este indicat ca minereul să fie măcinat la finețea necesară procesului obișnuit de flotare, adică la finețea în care sulfurile și aurul sînt eliberate de mineralele de gangă. În asemenea cazuri, minereul este măcinat la finețea de 40—80% < 200 och/țol. Încercările executate de către Institutul Gintvetmet cu un minereu s-au făcut la finețea de măcinare de 45—50% < 200 och/țol.

Dizolvarea oxizilor de cupru se face în soluții slabe de acid sulfuric, și anume de 0,5—3,0%. Evident, cu cît este mai mare concentrația în soluții a acidului sulfuric, cu atît mai repede și mai complet se face dizolvarea mineralelor de cupru, dar, în același timp, are loc și dizolvarea completă a altor minerale, fapt care nu este de dorit și din punctul de vedere al consumului specific de acid sulfuric (care se majorează în acest caz). Pentru a realiza o concentrație mai mare a soluției în procesul de leșiere (la începutul procesului), la un consum specific mai mic de acid sulfuric, trebuie ca procesul de leșiere să se facă la un raport S:L al tulburelii de 1:1, respectiv tulbureala să fie mai densă. Dacă în minereu se găsește argilă în cantități mari, se recomandă ca leșierea să se facă cu o tulbureală nu mai puțin densă, respectiv la un raport S:L=1:2.

În cazul cînd minereul necesită o măcinare mai înaintată și tulbureala rezultată este prea mult diluată, este necesar ca înainte de leșiere să se procedeze la îngroșarea tulburelii, la densitate necesară.

În ceea ce privește consumul de acid sulfuric necesar procesului de leșiere, practic s-a dovedit că pentru o unitate de cupru sînt necesare 1,5 unități de acid sulfuric sau pentru fiecare procent de oxid de cupru se cer 15 kg acid sulfuric la tona de minereu. Practica a arătat că din cantitatea totală de acid sulfuric dozată în proces, circa 35—40% se consumă în procesul de dizolvare a cuprului, 35—40% în dizolvarea celorlalte minerale, iar 15—20% rămîne în stare liberă.

Cu cît în minereu sînt mai puțini carbonați și produse alcaline rezultate din descompunerea feldspaților și mai mult cuarț sau silicați nedizolvabili în acid, cu atît va fi mai mic consumul specific de acid sulfuric.

Din punct de vedere economic, este important consumul specific de acid pe unitatea de metal. Cu cît este mai mare conținutul cuprului în minereu, cu atît mai mic poate fi consumul specific de acid pe tona de cupru metalic. Așa, de exemplu, la o schimbare a conținutului de cupru în minereu de la 0,6% Cu la 1,5% Cu, consumul specific de acid rămîne în limita 40—45 kg/t minereu. În acest caz, la 0,6% Cu, consumul specific de acid este de 7 t pe tona de cupru metalic, iar la un conținut de 1,5% Cu al minereului consumul specific va fi de numai 3 t acid pe tona de cupru metalic.

Pentru accelerarea și dizolvarea completă a mineralelor de cupru este necesară o concentrație inițială mai mare a soluțiilor în acid sulfuric. Cu cît este mai mare concentrația inițială a soluțiilor în acid sulfuric, cu atît mai mare este și concentrația rămasă, iar acidul sulfuric liber rămas se pierde în proces. Este recomandabil ca, concentrația acidului sulfuric rămas să fie în limitele 0,05—0,10%.

Carbonații de cupru se dizolvă ușor la temperaturi normale, fără încălzire. În cadrul minereurilor mai rezistente la acțiunea de dizolvare, se recomandă încălzirea tulburelii la temperatura de 45—70°C. Cu majorarea temperaturii tulburelii, viteza de dizolvare precum și extracția cuprului se măresc. Încălzirea tulburelii se poate face cu vapori, cu ajutorul serpentinelor. Dacă serpentina este construită dintr-un material rezistent la acțiunea acidului sulfuric, atunci încălzirea se poate face concomitent cu operația de leșiere. În caz contrar, se poate amenaja un vas numai pentru încălzirea tulburelii.

Fierul necesar pentru cementarea cuprului se dozează, fie sub formă de resturi de tablă, tinichea, bucăți mici de fier, fie șpan de fontă mărunțit, fier spongios măcinat etc.

Pentru obținerea prafului de fier, șpanul și fierul spongios sînt mărunțite și, apoi, măcinate în mori cu bile. În măcinarea uscată a șpanului clasarea se face pneumatic, obținîndu-se praful de fier în cicloane și filtre-saci. La măcinarea umedă, moara lucrează în circuit închis cu clasorul. În acest caz, tulbureala conținînd fierul măcinat se menține în stare de suspensie în agitatoare și se așază ca și oricare alt reactiv. Măcinarea strunjiturii de fier se face mult mai greu — de circa 10 ori — decît măcinarea minereului.

Viteza de cementare a cuprului depinde de suprafaţa totală a grăunţelor de fier. Această viteză poate fi mărită fie prin obţinerea unei fineţe mai mari de măcinare a fierului, fie majorînd cantitatea de fier. Dacă se întrebuinţează fier vechi (tinichea, tablă etc.) consumul specific de fier va fi de circa 0,6 kg pe tona de minereu măcinat. Pentru ca flotarea grăunţelor de cupru cementat să aibă loc în condiţii normale, este indicat ca dimensiunea acestora să nu depăşească 0,1 mm.

În cazul cînd se foloseşte fier vechi de granulaţie mai mare, se montează în agitator o sită pe care se aşază fierul în aşa fel ca tulbureala să poată circula prin spaţiile interstiţiale ale patului de granule de fier, aflat pe sită. Consumul specific teoretic de fier pe 1 kg cupru este de circa 0,88 kg. De fapt, consumul este mult mai mare. În experienţele efectuate de prof. Mostovici consumul de fier a fost de 1,2 kg la 1 kg cupru. În condiţii industriale, la uzina Erington şi Bagdad (S.U.A.), consumul specific este de 1,5 kg la 1 kg cupru, iar la uzina Almalîk (U.R.S.S.) de 2,0—2,5 kg la 1 kg cupru.

În procesul de cementare nu se consumă întreaga cantitate de fier exclusiv pentru precipitarea cuprului. O parte din fier se consumă în reacţia cu acidul sulfuric liber. La uzina Erington (S.U.A.) circa 0,5 kg fier se consumă în reacţia cu acidul sulfuric. Dacă în soluţii se găsesc oxizi sau sulfaţi ferici, ca şi în cazul aeroflotaţiei, atunci oxidul de fier se regenerează de către fierul metalic pînă la oxid feric şi fier metalic.

Întrucît cementul de cupru se oxidează foarte repede, prin aceasta micşorîndu-se flotabilitatea lui, se recomandă dozarea suplimentară cu fier, pentru a preîntîmpina oxidarea cuprului şi pierderea lui în tulbureală. Fierul rămas, care nu a intrat în reacţie cu cuprul — după flotarea cementului şi a eventualelor sulfuri — se extrage din tulbureală cu ajutorul unui separator magnetic şi se reintroduce în proces, deoarece o parte din grăunţii de fier mai conţin circa 2—3% cupru. Cementarea trebuie să se facă fără aerarea tulburelii. În general, pentru procesul de cementare se folosesc celule de flotare transformate, astfel încît să nu provoace aerarea tulburelii.

Timpul de cementare a cuprului poate să varieze de la cîteva minute la o oră sau o oră şi jumătate, fiind în funcţie de natura mineralului şi de finetea de măcinare a minereului şi fierului. Astfel, la o finete de măcinare a minereului de —0,2+0,15 mm, timpul necesar pentru cementarea cuprului cu pilitură de fier este de aproximativ o oră, pînă la o oră şi jumătate. În cazul folosirii pulberii de fier măcinată la —74 μ ori şi la un raport : CU:Fe=1:3, timpul de cementare va fi de două minute. Majorarea timpului de cementare duce, în unele cazuri, la micşorarea extracţiei cuprului, ca urmare a reacţiilor de oxidare a cuprului. Dozarea pulberii de fier în două etape — circa 75% la începutul fazei de cementare a cuprului şi circa 25% la sfîrşitul fazei — asigură posibilitatea înlăturării acţiunii dăunătoare de oxidare.

Pentru flotarea grăunţilor de cupru cementaţi în S.U.A. se întrebuinţează un colector special, compus din dixantat — un produs de oxidare a xantatului. Încercările Institutului Ginţvetmet la uzina de preparare din Almalîk au dat rezultate bune cu aeroiloat cu activitate 70% în amestec cu crezol, în raport de 1:1. Xantatul obţinut din spirturi superioare poate fi de asemenea folosit, însă în mediu acid. Eficacitatea xantatului scade dacă în tulbureală există o cantitate mai mare de săruri. Flotarea cementului se face în condiţii bune la un *p*H = 4,5—4,7. Cementul de cupru se flotează uşor dacă în tulbureală se găsesc şi sulfuri. În acest caz, se formează o spumă consistentă şi mineralizată.

Schema de flotare a cementului de cupru este foarte simplă. În mod obişnuit, în primele celule de flotare se obţine un concentrat bogat. Produsele medii sînt reflotate, iar reziduurile de la reflotare, fie că sînt reintroduse în circuitul de bază, fie că sînt eliminate. Este foarte important ca volumul celulelor de reflotare să corespundă volumului tulburelii, deoarece dacă acest volum nu este corespunzător — respectiv mai mare — se obţine un concentrat sărac şi o extracţie mică, ca urmare a oxidării grăunţilor de cupru. Timpul de staţionare a tulburelii, atît în celulele din circuitul flotării de bază, cît şi la reflotare, nu trebuie să fie mai mare de un minut.

Toată aparatura folosită în proces trebuie să fie antiacidă, sau dintr-un material rezistent la acţiunea acidului. Se folosesc obişnuit celule căptuşite cu cauciuc, de asemenea şi părţile metalice mobile (rotor, pompe etc.) sînt cauciucate. Mai indicată este folosirea oţelului inoxidabil pentru rotoare, pompe etc. Părţile metalice ale utilajelor, care vin în contact cu tulbureala pot fi căptuşite cu ciment antiacid, plăci din material plastic sau bachelit.

Din minereurile zăcămîntului Bosceculoi s-a reuşit să se extragă cu metoda combinată circa 70—72% Cu, la o temperatură ridicată a tulburelii. Extracţia cuprului prin flotare directă a acestor minereuri a fost mult mai mică.

Prin aplicarea schemei combinate la minereurile zăcămîntului Djeskezgan, uzina Bal-

hask, s-a realizat o extracţie de 84% Cu, pe cînd numai prin metoda flotaţiei s-a realizat o extracţie maximă de 20% Cu.

În prelucrarea minereurilor oxidate flotabile, procesul combinat poate fi aplicat cu rentabilitate în cazul cînd cantitatea de cupru rezultată din extracţia suplimentară compensează consumul de acid şi fier. În S.U.A. metoda combinată se aplică şi la minereurile ce conţin un procent mai mic de oxizi de cupru, şi anume de 0,16—0,18% Cu.

Pentru minereurile de cupru oxidate, pentru care numai metoda flotaţiei nu asigură o extracţie maximă de cupru, metoda de preparare combinată poate fi aplicată în următoarele variante :

a) Minereul se poate prelucra în întregime.

b) După metoda prof. Mostovici se prelucrează numai şlamurile din care se extrage mai greu cuprul cu alte metode. In acest caz, minereul măcinat grob se clasează în hidrocicloane sau în clasoare mecanice pentru separarea şlamurilor, în vederea prelucrării acestora după metoda combinată. Nisipurile rezultate de la clasoare sînt remăcinate şi introduse în circuitul de flotare.

c) Prelucrarea reziduurilor rezultate de la flotarea oxizilor după metoda Mostovici.

d) După metoda Mostovici se pot prelucra şi numai produsele intermediare după o îngroşare prealabilă a lor.

Prin metoda combinată se obţin concentrate de calitate bună şi foarte bună. Conţinutul în cupru al concentratelor variază între 20 şi 60%, fiind în funcţie de cantitatea de pirită şi şlam din tulbureală. Cu cît cantitatea de pirită este mai mare în minereu, cu atît mai sărac va fi concentratul de cupru. În astfel de cazuri, pirita trebuie extrasă din tulbureală înainte de a se face cementarea cuprului din aceasta.

În cazurile cînd în minereu se găseşte, atît pirită, cît şi molibden, schema tehnologică ia un aspect destul de complicat. Aşa, de pildă, la uzina de preparare din Malbask s-a experimentat o astfel de schemă, care permite majorarea extracţiei cuprului şi molibdenului, precum şi obţinerea unui concentrat de pirită. Extragerea iniţială a piritei a dus la îmbunătăţirea calităţii concentratului de cupru.

Automatizarea operaţiilor din instalaţiile de prepararea minereurilor

Ing. I. Lăzărescu

O caracteristică a timpului nostru este dezvoltarea şi aplicarea, în toate domeniile de activitate, a tehnicii noi, avansate, cu trăsăturile ei principale : mecanizarea complexă a operaţiilor separate şi automatizarea lor.

Mecanizarea şi automatizarea sînt factori care determină direcţia dezvoltării industriale din ţara noastră (ca şi din alte ţări), deci este legitimă şi actuală preocuparea institutelor de proiectare în această direcţie.

Prin aceasta se explică pentru ce în toate temele de proiectare privitoare la instalaţiile de preparare mecanică a minereurilor figurează, între altele, mecanizarea şi automatizarea operaţiilor procesului tehnologic.

Marx şi Engels au subliniat, în operele lor, importanţa fundamentală a tehnicii pentru dezvoltarea societăţii şi au prevăzut rolul progresului tehnic în dezvoltarea economiei socialiste. Tot ei au indicat şi liniile principale ale dezvoltării tehnicii, şi anume : mecanizarea proceselor de muncă, automatizarea, introducerea şi generalizarea electricităţii şi a procedeelor chimice.

Limitîndu-ne la domeniul proceselor ce au loc în cîmpul de activitate al tehnicii de preparare mecanică a minereurilor, sînt de observat următoarele :

a) cantităţile de substanţe minerale utile, ce trebuie prelucrate (minereurile), reprezintă mase mari de sute şi chiar mii de tone pe zi ;

b) operaţiile la care trebuie supuse aceste importante cantităţi de materiale sînt operaţii care reclamă un consum mare de energie, ca : operaţiile de sfărîmare şi măcinare a minereurilor tari şi operaţiile de transport continuu al unor cantităţi importante de substanţe.

Pe lîngă operaţiile care reclamă un consum mare de energie, în tehnica preparării minereurilor se mai întîlnesc o serie de operaţii care, deşi consumă energie puţină, trebuie totuşi efectuate în mod continuu la intervale de timp regulate ; şi aceste operaţii se îndeplinesc în condiţii mult mai bune şi scutesc de o mare oboseală pe lucrători atunci cînd sînt efectuate mecanic şi sînt automatizate.

În această categorie de lucrări trebuie amintite o serie de operaţii care privesc : luarea şi pregătirea probelor din minereurile supuse prelucrării, dozarea şi alimentarea cu reactivi, cîntărirea diferitelor produse etc.

Avînd în vedere natura operaţiilor care se întîlnesc în tehnica preparării mecanice a minereurilor, putem afirma că, într-o instalaţie de preparare mecanică, toate operaţiile, sau aproape toate, se pot executa mecanizat şi că este necesară o mecanizare cît mai avansată a lor, pentru ca procesele tehnologice să se execute în condiţii optime, atît din punct de vedere al randamentului tehnic, cît şi al celui economic.

Considerînd mecanizate toate operaţiile reclamate de procesul tehnologic care se realizează într-o instalaţie de preparare, apare ca necesar şi indispensabil controlul utilajelor, care prin funcţionarea lor asigură îndeplinirea acestui proces.

Productivitatea oricărui aparat sau mecanism depinde de regimul lui de funcţionare. După datele din literatura de specialitate, utilajul uzinei dă o productivitate cu 10%—20% mai mare în cazul unui regim constant de funcţionare decît în cazul unui regim variabil, necontrolat.

Stabilirea şi menţinerea celui mai adecvat regim de lucru pentru toate agregatele uzinei de preparare este posibilă numai în cazul unei organizări corespunzătoare a controlului procesului, fapt ce se realizează numai cu ajutorul aparatelor de control, de măsurare şi de semnalizare.

Metoda perfectă de conducere a procesului tehnologic constă în controlul şi reglarea automată a funcţionării aparatelor.

Procesul tehnologic perfect, realizat prin control şi reglare automată, influenţează direct asupra procesului de extragere a metalului şi asupra calităţii produselor.

Conducerea automată înlesneşte mult realizarea controlului continuu al procesului şi reduce consumul de materiale şi de reactivi.

Un avantaj important al conducerii automate constă în reducerea însemnată a personalului de deservire din uzină, ceea ce contribuie direct la creşterea productivităţii muncii.

Pentru aceste motive, problema automatizării este în centrul atenţiei celor preocupaţi de progresul tehnicii şi de realizarea planurilor economice.

În sesiunea generală ordinară a Academiei R.P.R. din 27 iunie—2 iulie 1955, în raportul prezentat de acad. prof. Traian Săvulescu, se spune : „Pînă în prezent institutele noastre de fizică, energetică şi mecanică nu au acordat o atenţie deosebită problemelor de automatizare şi telemecanizare, nu numai pentru a uşura munca omului, dar şi pentru a ridica nivelul de cultură şi tehnic. Problemele de automatizare şi telemecanizare trebuie să fie rezolvate într-un plan larg, corespunzător diferitelor ramuri ale industriei. Pentru atingerea acestui scop este necesară dezvoltarea bazelor ştiinţifice ale automatizării".

În acelaşi raport se arată că, în cel de-al doilea cincinal, vor trebui înfiinţate o serie de institute de bază pentru dezvoltarea ştiinţei, printre acestea fiind prevăzut şi un institut de automatizare.

În raportul prezentat la Congresul al II-lea al P.M.R. de tov. Chivu Stoica, cu privire la cel de-al doilea plan cincinal de dezvoltare a economiei naţionale, la capitolul privind sarcinile în domeniul investiţiilor şi al introducerii tehnicii noi, se precizează următoarele : „...în domeniul perfecţionării tehnologiei, se vor introduce cu perseverenţă mecanizarea complexă şi automatizarea proceselor de producţie în principalele întreprinderi".

Directivele Congresului al II-lea prevăd, în scopul ridicării productivităţii muncii, al reducerii preţului de cost şi al îmbunătăţirii calităţii produselor, între altele, următoarele:

— „...se va ridica nivelul de mecanizare a lucrărilor grele şi cu volum mare de lucru, în special în industria minieră, în industria lemnului, a materialelor de construcţie, precum şi în transporturi ;

— ...se va introduce automatizarea parţială a unor procese tehnologice în instalaţiile existente şi se va introduce automatizarea complexă în instalaţiile noi".

★

Pentru controlul funcţionării agregatelor şi pentru reglarea acestei funcţionări, există două moduri de lucru aplicate astăzi în uzinele de preparare, şi anume :

a) dirijarea prin dispecerizare ;
b) dirijarea automată.

Prin dispecerizare se înţelege controlul centralizat şi dirijarea procesului de către operator, aflat la punctul central de comandă.

Prin automatizare se înţelege dirijarea automată a procesului cu ajutorul regulatoarelor automate, fără participarea personalului de deservire sau a dispecerului.

Forma superioară de dirijare a procesului tehnologic este dirijarea automată, la care reglarea funcţionării aparatelor se face cu ajutorul regulatoarelor automate, adică fără participarea personalului de deservire şi fără participarea operatorului de la punctul de dirijare. În cazul dirijării automate, rolul personalului de deservire se reduce la urmărirea funcţionării aparatelor automate şi la preîntîmpinarea unor deranjamente în funcţionarea agregatelor.

În acest caz, sarcina dispecerului constă mai ales în evidenţa şi în analiza citirilor diferitelor aparate indicatoare şi de măsurare.

Dirijarea automată, după nivelul actual de dezvoltare a tehnicii de preparare a mi-

nereurilor, poate fi aplicată numai la unele stadii ale procesului. Cu toate acestea, ea trebuie să capete o răspîndire cît mai largă, fiind măsura cea mai potrivită pentru creşterea productivităţii muncii şi pentru îmbunătăţirea indicilor calitativi ai procesului.

Sistemul actual de dirijare prin dispecerizare se bazează pe următoarele mijloace tehnice principale :

1) legătura telefonică ;
2) semnalizarea de producţie ;
3) dispozitivele automate de semnalizare ;
4) aparatele automate de control şi măsurare ;
5) aparatele de telemăsurare ;
6) dispozitivele pentru comanda la distanţă (aparate telemecanice) ;
7) aparatele de dirijare automată a procesului ;
8) serviciul de timp (fixarea orelor), deoarece coordonarea exactă în timp a tuturor fazelor ciclului de producţie are o mare însemnătate.

Legătura dintre aparate şi punctul de comandă (în cazul semnalizării automate, telemăsurătorii şi teledirijării) se face în majoritatea cazurilor pe cale electrică. Aceasta este metoda cea mai flexibilă şi universală.

Pentru introducerea dirijării prin dispecerizare sau automate, în primul rînd, este necesar a întocmi schemele şi a studia tipul de construcţie al aparatelor automate de semnalizare şi de măsurare. Construcţia acestor aparate este întotdeauna într-o mare măsură condiţionată de specificul fiecărei ramuri de industrie.

Pentru exploatarea normală a unei instalaţii de preparare şi dirijarea ei automată sau prin dispecerizare, o mare importanţă o are organizarea precisă a producţiei. Principiul ei constă în lucrul după grafic, care este un plan strict, cu respectarea exactă a ciclului stabilit pentru procesul de producţie şi pentru regimul tehnologic stabilit ; de asemenea, este necesară precizarea exactă a atribuţiilor fiecărui muncitor din instalaţie.

Aparate de măsură

Controlul strict şi dirijarea proceselor de preparare la întreprinderile moderne nu se pot concepe fără aparate de control şi măsurare. Pentru a putea dirija procesele de producţie, trebuie cunoscută în orice moment mărimea factorilor care influenţează acest proces.

După definitivarea reţetei de lucru (stabilirea fluxului tehnologic) şi a graficului diverselor operaţii în timp, este necesar să se stabilească mărimile ce urmează a fi măsurate şi reglate automat, pentru a se putea face alegerea aparatelor de măsurat.

Valorile care trebuie măsurate automat, în instalaţiile de preparare, sînt :

1) cantitatea de minereu ;
2) cantitatea de apă, de soluţii sau de tulbureală ;
3) cantitatea de aer ;
4) nivelul minereului în silozuri ;
5) numărul de vagoane pe c.f. ;
6) existenţa curentului de minereu pe transportoare, în elevatoare şi jgheaburi ;
7) viteza de rotaţie şi numărul total de rotaţii ale mecanismelor ;
8) diluţia tulburelii ;
9) concentrarea ionilor de hidrogen în soluţie (*p*H-ul) ;
10) temperatura soluţiilor (tulburelii) ;
11) presiunea apei sau a soluţiilor ;
12) presiunea sau rarefierea aerului ;
13) timpul de lucru şi de repaus al mecanismelor etc. ;

Printre factorii a căror mărime nu poate fi măsurată direct, dar care totuşi interesează, sînt :

1) granulaţia măcinării ;
2) conţinutul în metale sau alţi componenţi ai minereului de alimentare şi al diferitelor produse din instalaţie (concentrate, sterile, produse intermediare) ;
3) conţinutul în aur şi argint al soluţiilor de cianură ;
4) concentraţia reactivilor de flotaţie şi a altor substanţe dizolvate în tulbureală.

Cu ajutorul mai multor aparate de control se poate realiza un tablou de comandă automată a întregului proces de preparare condus de un dispecer de schimb. Acesta are posibilitatea să urmărească cu precizie mersul procesului şi să-i îndrepte cursul, conform instrucţiunilor tehnologice respective.

Printre alte avantaje, care decurg dintr-o astfel de conducere, sînt şi următoarele :

a) cunoaşterea imediată a funcţionării anormale a unui mecanism, prin verificarea proprietăţilor produsului, în mod continuu ;
b) eliminarea lipsei de precizie existente în cazul controlului cu mijloace manuale ;
c) posibilitatea controlului ulterior al fiecărui schimb cu ajutorul înregistrărilor automate.

Aparatele construite şi folosite în mod frecvent sînt următoarele :

1) aparate pentru luarea automată a probelor din tulbureală şi din materialul solid ;
2) detectori de corpuri metalice aflate în minereu ;
3) aparate pentru cîntărirea minereului pe bandă cu înregistrarea regularităţii de alimentare şi transmiterea înregistrărilor în diverse puncte (cîntare automate înregistratoare) ;
4) aparate pentru controlul automat al *p*H-ului în procesul de producţie şi în laborator (*p*H-metrul) ;
5) aparate pentru controlul minereului în silozuri ;
6) aparate pentru controlul şi reglarea automată a nivelului soluţiei de reactivi în bazinele de amestec ;
7) aparate pentru controlul şi reglarea densităţii tulburelii în timpul procesului ;
8) aparate pentru controlul automat şi reglarea temperaturii.

În cele ce urmează, vom arăta descrierea sumară şi caracteristicile cîtorva din aceste aparate.

A. *p*H-*metrul automat cu electrod de sticlă.* *p*H-metrul automat cu electrod de sticlă este un dispozitiv format dintr-un emiţător al amplificatorului electronic şi dintr-un potenţiometru electromecanic cu înregistrarea automată, pentru măsurarea şi înregistrarea

continuă a concentrației de ioni de H în unități *p*H în mediul fluid, ce se controlează.

Aparatul este complicat și construcția lui este de domeniul tehnicii de înaltă specialitate.

Date tehnice caracteristice ale *p*H-metrului. Scara aparatului are diviziuni de 0,1 *p*H și poate fi calibrată în următoarele limite :

3—15 *p*H
4—12 *p*H
2—10 *p*H

Eroarea de măsurare în ansamblu ± 0,1—0,2 *p*H.

B. *Regulator pneumatic al densității tulburelii sistem Mehanobr.* Acest aparat este construit pentru controlul automat, reglarea și menținerea raportului dat de solid : lichid în tulbureală.

Controlul și reglarea densității tulburelii este posibilă pînă la limita de 2 000 g la litru.

Regulatorul pneumatic constă din următoarele organe principale :

1) tub de contrapresiune ;
2) „difmanometrul de contact", cîntar inelar, cu scală gradată în unități de măsură pentru densitatea tulburelii ;
3) mecanism de control și siguranță.

Pentru a menține densitatea tulburelii la o valoare dată, aparatul acționează asupra ventilelor de alimentare cu apă, pe care le reglează automat.

C. *Aparate pentru cîntărirea minereului pe bandă,* cu înregistrarea regularității de alimentare și transmiterea înregistrărilor în diverse puncte (cîntare automate înregistratoare).

Cîntarele fabricate în U.R.S.S. sînt de tipul celor pentru benzile rulante de cauciuc.

Uzina constructoare garantează exactitatea de ± 1% în cazul montării cîntarului pe benzi transportoare de cel puțin 13 m lungime.

Cîntarele pot fi montate pe benzi de diferite lățimi (de la 500 mm—1 400 mm) și greutatea lor variază între 500 și 800 kg.

Pe lîngă cîntarele de bandă, se mai întrebuințează alte tipuri de cîntare înregistratoare, pentru măsurarea minereului alimentat în morile cu bile. Astfel de cîntare se află în funcțiune la diferite instalații din R.P.R. (Săsar, Herja).

D. *Detectorul de metale* construit de Institutul Mehanobr, pentru a controla prezența în minereu a obiectelor metalice străine.

Acesta este un aparat electronic, compus dintr-un generator de frecvență acustică, dintr-un amplificator de rezonanță și dintr-o punte inductiv-activă.

În prezent, Institutul Mehanobr a elaborat o instalație combinată, constînd dintr-un detector de metale și dintr-un separator de oțel, pentru protecția împotriva oricărui obiect de metal.

La noi în țară se întrebuințează electromagneți, reținînd bucățile de metale, care pot fi atrase de magnet.

E. *Dispozitive mecanice și automate pentru luarea probelor din diferite materiale și în diferite condiții.* Întrucît în uzinele de preparare luarea probelor și analiza chimică ulterioară a lor reprezintă factorul principal al controlului tehnic, au fost construite mai multe tipuri de dispozitive automate pentru luat probele.

Astfel sînt :

a) Dispozitive pentru luarea probelor, cu lanț, cu cupe, pentru minereu în bucăți pînă la 80 mm, reglat cu ajutorul releului de timp (tipul Mehanobr).

b) Dispozitiv cu segmenți pentru luarea probelor și pentru reducerea mecanică a lor din aparatele de concasare și de reducere a probelor.

La uzinele cu capacitate mare de prelucrare, unde probele reprezintă mase mari de minereu, se construiesc stații pentru luarea probelor, cu utilaje pentru reducerea lor automată. Funcționarea acestei stații este continuă și deservirea se face de un singur om pe schimb.

La noi în țară funcționează diferite tipuri de aparate pentru luat probe din tulbureală. Astfel de aparate sînt la instalațiile de flotație de la Băiuț, la Cartej-Săcărîmb și la instalația de preparare din Gura-Barza. Aceste tipuri de aparate sînt mai simple decît cele construite de uzinele sovietice, dar sînt în același timp și mai puțin precise.

F. *Aparate de automatizare a agregatelor de sfărîmare.* În U.R.S.S. se preconizează ca în cel mai scurt timp să se elaboreze o instalație tip pentru reglarea automată a agregatelor de sfărîmare și să se introducă aceste instalații pe scară largă la uzinele de preparare.

În principiu, o bună reglare a funcționării concasoarelor se poate face acționînd asupra intensității curentului care alimentează motoarele acestor aparate și motoarele aparatelor de alimentare cu minereu ; cînd concasorul este supraîncărcat, se încetinește alimentarea cu minereu, reducîndu-se turația alimentatorului.

G. *Aparate pentru reglarea automată a agregatelor de măcinare.* Aceste aparate sînt întrebuințate pentru reglarea măcinării în mori cu bile. Controlul procesului tehnologic se face indirect, prin controlul alimentării cu minereu a morii. Redăm cîteva indicații asupra sistemului întrebuințat în U.R.S.S.

Laboratorul de automatizare al trustului Soiuzteplokontrol a efectuat o serie de cercetări experimentale pentru determinarea frecvenței maximului spectrului acustic al zgomotului, produs de prima cameră a morii de ciment cu dimensiunile 2,0 m × 12,0 m la încărcarea ei cu material. În fig. 1 se arată schema de principiu.

Microfonul electrodinamic a fost instalat în apropierea corpului morii, aproximativ la jumătatea lungimii primei camere.

Prin modificarea încărcării cu material a primei camere, s-a obținut graficul funcției frecvenței maximului spectrului acustic al zgomotului de încărcare a morii.

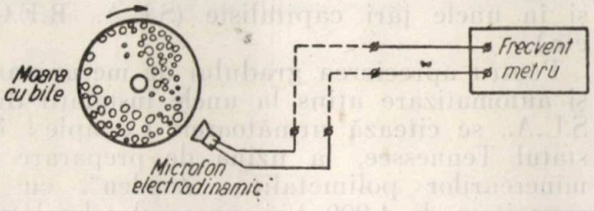


Fig. 1. Schema de principiu pentru determinarea frecvenței maximului spectrului acustic al zgomotului.

În fig. 2 se prezintă schema bloc a sistemului automat de reglare a cantității de material introdusă în moara de ciment. După cum se vede din această schemă, receptorul regulatorului constă din trei dispozitive fabricate în serie în U.R.S.S. : microfon dinamic tip S M, măsurător de frecvență electronic cu condensator de tip 773 (I-4-5 a) și potențiometru electronic automat de tip EPD-17.

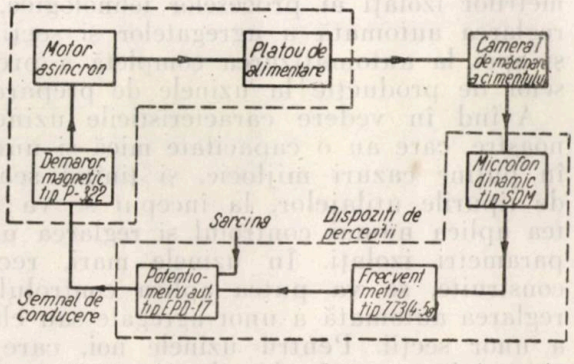


Fig. 2. Schema-bloc a sistemului automat de reglare a cantității de material introdus în moară.

Microfonul recepționează undele sonore produse de moară și le transformă în curenți de joasă frecvență. Măsurătorul de frecvență electrică cu condensator, legat de microfon cu un cablu coacsial ecranat, amplifică acești curenți și le analizează frecvența.

Frecvența la care moara dă maximul de capacitate acustică (frecvența maximului spectrului acustic al zgomotului) este transformată de măsurătorul de frecvență (frecvențmetru) într-un curent de intensitate medie, proporțională cu frecvența dată.

Acest curent este transmis potențiometrului automat, care controlează și sarcina motorului morii.

Potențiometrul, influențat de cele două semnale, comandă pornirea sau oprirea motorului, care acționează alimentatorul morii.

Instalații asemănătoare pentru reglarea automată a funcționării morilor de ciment sînt întrebuințate și la reglarea morilor pentru măcinarea minereurilor din instalațiile de preparare.

H. *Aparate pentru măsurarea presiunii și depresiunii.* Efectuarea justă a proceselor de preparare necesită un control riguros și reglarea presiunii și depresiunii. În afară de aceasta, măsurarea presiunii sau depresiunii servește ca bază pentru măsurarea indirectă a multor alte mărimi (consumul, densitatea etc.). Pentru acest scop există trei grupe principale de aparate : *manometre, aparate de măsurat tirajul* și *vacuummetre.*

Principiile de acționare a acestor aparate fiind diferite, se construiesc aparate de diferite tipuri. Astfel, se construiesc : aparate cu arcuri, aparate cu lichide, aparate cu pistoane, membrane etc.

I. *Aparate pentru măsurarea consumurilor și a cantității totale de lichide și gaze.* Deoarece majoritatea proceselor de preparare a minereurilor se desfășoară în mediu lichid, măsurarea consumului sau a cantității totale de apă, a soluțiilor sau a tulburelii are o mare importanță pentru controlul acestor procese. Pentru efectuarea măsurătorilor se construiesc următoarele aparate : apometre, contoare, releuri pentru măsurarea vitezei lichidelor în conducte, deversoare.

Apometrele servesc la măsurarea cantității lichidelor, care se scurg în timp îndelungat. În acest scop se folosesc apometre cu viteză (pentru măsurarea volumului). Se construiesc două tipuri de aparate : cu disc sau cu palete (dispozitive pentru măsurarea vitezei curentului). Tipurile de apometre întrebuințate se aleg ținînd seamă de viteza de scurgere a lichidului. Aceste aparate dau citirile cu exactitatea de ± 2%—3%.

Contoarele sînt manometre diferențiale, care măsoară consumul după diferența de presiune în diafragmă.

Contoare pentru soluții. Pentru măsurarea exactă automată a cantității soluțiilor ce conțin aur sau a altor soluții prețioase din uzinele hidrometalurgice ; eroarea de măsurare este de 0,3%—0,5%.

Releul de măsurare a lichidelor în conducte este construit pe principiul manometrului diferențial, care mă-

soară debitul pe baza vitezei de circulație a lichidului în conductă.

Deversorul. Pentru determinarea consumului de soluții de apă sau de tulbureală în instalațiile de preparare — îndeosebi în instalațiile pentru prepararea minereurilor aurifere — există o metodă simplă și suficient de exactă, care constă în măsurarea cu deversor, care are o tăietură cu un unghi în vîrf de 90°.

Determinarea poate fi făcută aproximativ cu ajutorul unui grafic. Mecanismul de transmitere, de obicei, se face în așa fel încît acul să indice direct consumul lichidului.

J. *Aparatele bazate pe aplicarea radiației* γ, pentru controlul și semnalizarea nivelului lichidelor, precum și pentru indicarea nivelului materialelor detritice și în bucăți din silozuri.

Posibilitatea tot mai mare a producției de izotopi radioactivi pentru cercetări științifice și pentru încercări industriale a creat premisele pentru folosirea radiațiilor radioactive la rezolvarea problemelor privind automatizarea controlului și a reglării proceselor tehnologice.

În U.R.S.S. s-au construit și s-au experimentat aparate care folosesc radiația γ pentru controlul și indicarea nivelului materiilor lichide sau solide aflate în rezervoare sau în silozuri. De asemenea, s-au construit aparate pentru controlul și reglarea automată a densității tulburelii. În ceea ce privește controlul densității tulburelii cu ajutorul radiațiilor radioactive, acesta se poate realiza prin următoarele metode:

a) prin măsurarea gradului de slăbire a fascicolului îngust de raze radioactive, care pătrunde prin stratul de tulbureală reglabil;

b) prin măsurarea gradului de dispersare inversă a acestor raze în curentul de tulbureală.

Se folosesc, de obicei, razele γ, dar în literatura de specialitate există și date referitoare la folosirea razelor β pentru controlul densității diferitelor produse.

★

Tehnica modernă impune condiții stricte cu privire la precizia, stabilitatea și calitatea cerute producției. Aceste condiții nu pot fi asigurate prin executarea, comanda sau supravegherea procesului tehnologic direct de către om. Ele pot fi realizate prin automatizarea proceselor de fabricație.

Cu toate că automatizarea este o ramură tînără a științei și a tehnicii, ea se găsește acum într-un stadiu de dezvoltare rapidă, și realizările obținute în toate procesele de producție dovedesc utilitatea economică a acestei ramuri a științei.

Stadiul de automatizare a operațiilor din instalațiile de preparare de la noi este puțin dezvoltat. Pentru unele operații se întrebuințează aparate de măsură și control izolate, iar alte operații se execută mecanic (luarea probelor din tulbureală). Nu avem însă nici o instalație de preparare în care controlul și reglarea tuturor operațiilor să fie mecanizate și automatizate.

Organizațiile centrale științifice de cercetare și de proiectare din U.R.S.S. (Mehanobr, Ghințvetmet și altele), pe baza colaborării creatoare a științei cu producția, au acordat un ajutor tehnic prețios uzinelor pentru prepararea de metode și mijloace noi în vederea controlului și reglării automate a proceselor tehnologice.

Un nivel ridicat de automatizare s-a atins și în unele țări capitaliste (S.U.A., R.F.G. etc.).

Pentru aprecierea gradului de mecanizare și automatizare atins la unele instalații din S.U.A., se citează următoarele exemple: în statul Tennessee, la uzina de preparare a minereurilor polimetalice „Zonden", cu o capacitate de 1 900 t/zi, procesul tehnologic este dirijat de 4 oameni pe schimb, iar la uzina de preparare „Izabela", cu o producție de 1 200 t/zi, procesul tehnologic este dirijat de 3 oameni pe schimb.

Ținînd seamă de nivelul încă scăzut al automatizării proceselor din instalațiile noastre, se impune dezvoltarea la maximum a lucrărilor științifice de cercetare și de construire în domeniul automatizării, procurînd atît din U.R.S.S. cît și din alte state, documentația tehnică, utilajele și aparatura necesară, pentru a putea trece treptat, de la automatizarea controlului și reglării parametrilor izolați ai proceselor tehnologice, la reglarea automată a agregatelor și secțiilor și apoi la automatizarea completă a proceselor de producție la uzinele de preparare.

Avînd în vedere caracteristicile uzinelor noastre, care au o capacitate mică și numai în puține cazuri mijlocie, și ținînd seamă de tipurile utilajelor, la început se va putea aplica numai controlul și reglarea unor parametri izolați. În uzinele mari, recent construite, se va putea aplica controlul și reglarea automată a unor agregate sau chiar a unor secții. Pentru uzinele noi, care se vor proiecta, mai ales dacă și capacitatea lor va fi corespunzătoare (mijlocie sau mare), este absolut necesar să se prevadă automatizarea completă a procesului tehnologic. În acest scop, trebuie ca la întocmirea proiectelor să se aleagă utilaje care să corespundă condițiilor de automatizare.

Este necesar, de asemenea, să se facă din timp, printr-o muncă perseverentă, pregătirea cadrelor calificate, care să poată conduce instalațiile mecanizate și automatizate.

Problema automatizării a fost studiată sub diferite aspecte, tehnic, economic și so-

cial, şi s-a constatat acordul unanim al tuturor elementelor economice şi sociale în favoarea automatizării.

Ţinînd seamă de gradul de dezvoltare la care această nouă ramură a ştiinţei şi tehnicii a ajuns în alte ţări şi de situaţia din ţara noastră, se impune o acţiune energică pentru a ridica, fără întîrziere, nivelul industriei noastre la acela al tehnicii celei mai avansate.

În domeniul preparării, adoptînd orientarea pentru control şi reglarea automată, trebuie luat în considerare acest lucru la proiectarea instalaţiilor mai importante, pentru stabilirea investiţiilor, care angajează viitorul întreprinderilor.

Proiectele noilor instalaţii, prevăzute cu automatizare şi personalul tehnic de specialitate, chemat să întocmească aceste proiecte şi să conducă instalaţiile noi, se vor putea crea la noi numai prin însuşirea celor mai noi realizări ale tehnicii moderne şi prin colaborarea permanentă a ştiinţei cu producţia.

Tipizarea lanţului elevator

Ing. **Höepfner Virgil**

În cadrul diverselor instalaţii ale exploatărilor noastre miniere, este necesar ca vagonetele în circulaţie pe linii c.f.i. să fie ridicate de la un anumit nivel, la un nivel superior. Această necesitate apare mai ales la circuitele automate, la care vagonetele, pline sau goale, circulînd între diversele obiecte ale circuitului prin cădere liberă pe linii c.f.i. montate cu pante corespunzătoare, trebuie să fie ridicate la un moment dat de la nivelul inferior la care au ajuns, la un nivel superior, de la care să poată circula apoi mai departe, tot prin cădere liberă, pînă la obiectul iniţial al circuitului.

Această operaţie de ridicare a vagonetelor de la un nivel inferior la altul superior se realizează prin lanţuri elevatoare, compensatoare de nivel.

Pînă în prezent, atît institutele de proiectări, cît şi diversele exploatări, executau — pentru fiecare caz particular care se ivea la o anumită instalaţie — cîte un proiect individual de lanţ elevator. Aceste proiecte noi conţineau o parte de repere folosite din proiecte anterioare. Cu toate acestea, ele reprezentau o serioasă muncă de proiectare şi răpeau în mod periodic institutelor de proiectări o cantitate apreciabilă de ore de proiectare.

De aceea, Institutul de proiectări miniere şi-a propus şi a realizat o tipizare a lanţurilor elevatoare compensatoare de nivel, de care vom vorbi în cele ce urmează. Această tipizare aduce avantaje beneficiarilor şi executanţilor care pot în viitor singuri, fără ajutorul vreunui institut de proiectări, să aleagă, să execute şi să monteze lanţuri elevatoare tipizate, corespunzătoare condiţiilor lor locale particulare.

Tipizarea lanţurilor elevatoare aduce totodată o uşurare a muncii de proiectare a institutelor de proiectări, întrucît în viitor proiectanţii care vor avea de introdus în proiectele lor de circuite automate preparaţii etc., lanţuri compensatoare de nivel, vor fi în măsură să-şi aleagă din seria lanţurilor elevatoare tipizate un lanţ elevator cu date tehnice complet precizate şi cu desene de execuţie gata făcute, care să corespundă nevoilor proiectului lor.

La realizarea tipizării lanţurilor elevatoare a fost necesar să se analizeze şi să se rezolve următoarele probleme :

a) numărul de categorii de lanţuri elevatoare tipizate după debitul lor Q în vagonete pe minut şi după tipurile de vagonete ridicate ;

b) numărul de tipuri de lanţuri elevatoare, din punctul de vedere al construcţiei lor ;

c) numărul de tipuri de lanţuri elevatoare din punctul de vedere al vitezei lanţului ;

d) numărul de lungimi şi mărimile unghiurilor de înclinare ale lanţurilor tipizate ;

e) limitele între care se încadrează motoarele electrice de acţionare ale lanţurilor elevatoare tipizate ;

f) numărul de ecartamente uzuale luate în considerare la tipizare ;

g) numărul de diametre ale roţilor de vagonet, luate în considerare la tipizare;

h) tipul şinei adoptat pe traseul lanţului elevator ;

i) modul de a cuprinde în desenele de execuţie ale unui singur lanţ elevator proiectat cote şi alte indicaţii tehnice care sînt diferite pentru fiecare mărime de lanţ elevator tipizat ;

j) denumirea şi definirea prescurtată a lanţurilor elevatoare tipizate.

Numărul de categorii de lanțuri elevatoare tipizate după debitul lor și după tipurile de vagonete.

În tipizarea realizată s-au împărțit lanțurile elevatoare în trei categorii, după debitul de vagonete de ridicat, și anume :

Categoria „A" cuprinzînd lanțurile elevatoare *pentru circuitele automate ale triajelor*, la care debitul de vagonete pe minut este *egal cu debitul maxim al culbutoarelor :*

$$Q = 7 \text{ vag/min.}$$

Categoria „B" a lanțurilor elevatoare *pentru circuitele automate ale puțurilor de extracție*, la care debitul normal de vagonete este debitul puțului :

$$Q = 4 \text{ vag/min.}$$

Categoria „C", care este o categorie specială apărută la un circuit automat cu vagonete de 2 m³ la debitul de :

$$Q = 1{,}5 \text{ vag/min.}$$

Observăm că, afară de aceste debite, lanțurile elevatoare tipizate se pot folosi și la alte debite prin schimbarea corespunzătoare a distanței dintre două împingătoare consecutive.

Întrucît pentru o aceeași lungime și înclinare de lanț elevator puterea motorului electric de acționare depinde de greutatea vagonetului transportat și de debitul Q de vagonete ridicate, au rezultat în mod necesar următoarele șase tabele cu lanțuri elevatoare tipizate :

Tabela I : *„Lanțuri elevatoare tipizate pentru circuitele automate ale triajelor* (Q = 7 vag/min), funcționînd cu vagonete de 1 m³ pline cu cărbuni, (G = 1 400 kg)".

Tabela II: *„Lanțuri elevatoare tipizate pentru circuitele automate ale triajelor* (Q = 7 vag/min), funcționînd cu vagonete de 1 m³ goale (G = 600 kg)".

Tabela III : *„Lanțuri elevatoare tipizate pentru circuitele automate ale puțurilor de extracție* (Q = 4 vag/min), funcționînd cu vagonete de 1 m³ pline cu cărbune (G = 1 400 kg)".

Tabela IV : *„Lanțuri elevatoare tipizate pentru circuitele automate ale puțurilor de extracție* (Q = 4 vag/min), funcționînd cu vagonete de 1 m³ goale (G = 600 kg)".

Tabela V : *„Lanțuri elevatoare tipizate pentru circuitele automate ale puțurilor de extracție cu* Q = 1,5 vag/min, funcționînd cu vagonete de 2 m³ pline de minereu (G = 5 500 kg)".

Tabela VI : *„Lanțuri elevatoare tipizate pentru circuitele automate ale puțurilor de extracție cu* Q = 1,5 vag/min, funcționînd cu vagonete de 2 m³ goale (G = 1 500 kg)".

Fiecare dintre aceste tabele conține un număr de lanțuri elevatoare tipizate, variind între 232 și 336 de bucăți, cuprinzînd în total pentru cele șase tabele un număr de 1 792 de lanțuri tipizate.

Ele dau pe prima pagină „Elementele tipizate fixe" ca :

— turația electromotorului ;
— viteza lanțului ;
— distanța de montare dintre două împingătoare ;

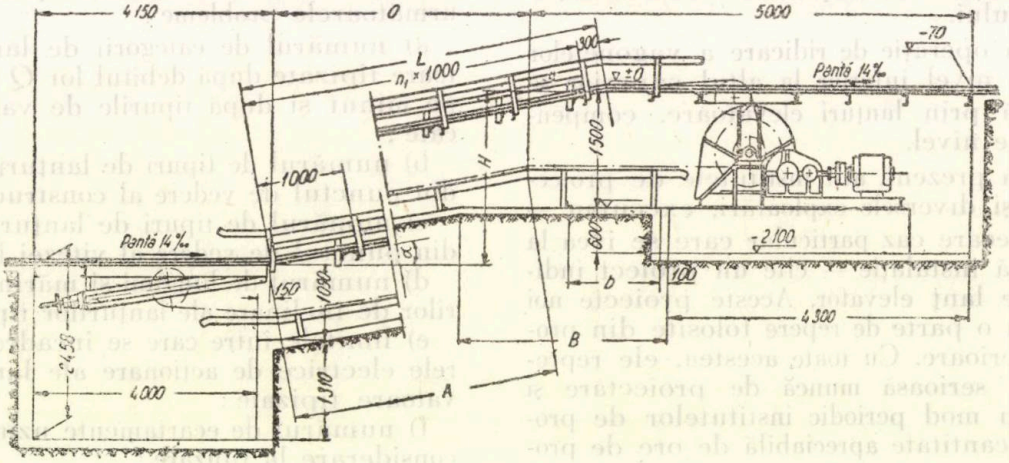


Fig. 1.

— debitul de vagonete ridicate ;
— greutatea unui vagonet ridicat (plin sau gol).

În continuare, după ce se dă explicația notațiilor folosite în aceste tabele, se dau, tot sub formă de tabele, pentru diverse lungimi L variind din metru în metru, și pentru diverse unghiuri de înclinare, L ale lanțurilor

elevatoare variind din grad în grad între 8 şi 15°, mărimile Q, H, A, n_1, n_2, n_3, a căror semnificaţie rezultă din desenele de execuţie ale proiectului.

Aceste tabele împreună cu desenele de execuţie a proiectului definesc în mod complet, din punct de vedere al execuţiei, al montajului şi al datelor tehnice de funcţionare, pe oricare dintre cele 1 792 de lanţuri elevatoare tipizate.

Dăm în continuare, ca model, un extras din prima pagină a tabelei de tipizare.

Lanţuri elevatoare tipizate pentru circuitele automate ale triajelor (Q = 7 vag/min) cu vagonete de 1 m³ pline cu cărbune

Elemente tipizate fixe

a) turaţia electromotorului 1 000 rot/min
b) viteza lanţului 0,255 m/s
c) distanţa de montare dintre două împingătoare 2,160 m
d) debitul maxim de vagonete ridicate Q=7,1 vag/min
e) greutatea unui vagonet de 1 m³ încărcat G=1 400 kg

NOTAŢII.

n_1 — numărul de suporţi superiori, desen : E.21.43.03.01 ;
n_2 — numărul de suporţi inferiori, desen : E.21.43.03.02 ;
n_3 — numărul de eclise interioare, desen : E.21.43.04.04 ; respectiv exterioare, desen : E.21.43.04 05 ;
n_4 — numărul de împingătoare, desen : E.21.43.06.07 ;
z — numărul de paşi între două împingătoare (1 psa=120 mm);
n — numărul maxim de vagonete pe planul înclinat ;
N — puterea motorului electric de acţionare, în kW ;

Nr. crt.	Elem. construcţii, desen C. 21.43.00					Părţi mecanice, desen E. 21.44.00						Generale
	L m	grade	O m	H m	A m	n_1 buc.	n_2 buc.	n_3 buc.	n_4 buc.	z buc.	N kW	n buc.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1		15	5,119	1,372	4,403		2				4,5	
2		14	5,143	1,282	4,325		2				4,5	
3		13	5,164	1,192	4,238		2				4,5	
4		12	5,184	1,102	4,139		2				4,5	
5	5,3	11	5,203	1,011	4,023	5	2	144	8	18	4,5	3
6		10	5,219	0,920	3,886		2				4,5	
7		9	5,235	0,829	3,722		2				4,5	
8		8	5,248	0,738	3,520		2				4,5	
9		15	6,085	1,631	5,403		3				7	
10		14	6,113	1,524	5,325		3				7	
11		13	6,139	1,417	5,238		3				4,5	
12		12	6,162	1,310	5,139		3				4,5	
13	6,3	11	6,184	1,202	5,023	6	2	162	9	18	4,5	3,5
14		10	6,204	1,094	4,886		2				4,5	
15		9	6,222	0,986	4,722		2				4,5	
16		8	6,239	0,877	4,520		2				4,5	

Numărul de tipuri de lanţuri elevatoare adoptate în tipizarea de faţă, din punctul de vedere al construcţiei lor

În scopul reducerii preţului de cost, al simplificării execuţiei, al ieftinirii exploatării şi al micşorării numărului de piese de schimb la acest fel de utilaj, s-a adoptat în această tipizare un singur tip constructiv de lanţ elevator, şi anume cel din proiectul lanţului elevator omologat.

Avantajele adoptării unui singur tip constructiv de lanţ elevator, din punctele de vedere enumerate mai sus, reies de la sine şi se încadrează în observaţiile făcute de către profesorul H. V. Segesser din Lucerne în articolul său „Numărul exagerat de tipuri, o frînă a economiei naţionale", publicat în revista noastră „Standardizarea" nr. 2 din februarie 1957.

Ca urmare a reducerii lanţurilor elevatoare tipizate la un singur tip constructiv, reprezentat într-un desen de ansamblu unic, reprodus mai jos în formă de schiţă, toate mărimile de lanţuri elevatoare cuprinse în această tipizare vor avea :

a) acelaşi cap de întindere, executat conform aceluiaşi desen :

b) acelaşi cap de acţionare, executat conform aceluiaşi desen în ce priveşte toate poziţiile, cu excepţia :

— motorului electric, care va fi diferit după sarcina lanţului elevator, conform indicaţiilor din tabelele de tipizare I, II, III, IV, V şi VI şi

— a saşiului reductorului care se execută după un desen unic, însă cu unele cote caracteristice motorului electric ce se foloseşte, trecute într-o tabelă de dimensiuni pentru patru tipuri de saşiuri ;

c) aceeaşi construcţie metalică intermediară executată după un desen unic, însă de lungimi variabile, conform valorilor date pentru cota L şi numerelor de bucăţi n_1 şi n_2, în cazul diferitelor mărimi de lanţuri cuprinse în tabelele de tipizare menţionate ;

d) acelaşi lanţ de antrenare cu pasul de 120 mm executat după un desen unic, însă la lungimi diferite şi cu un număr de împingătoare diferite, conform indicaţiilor rezultate din tabelele de tipizare menţionate.

Limitele între care se încadrează puterile motoarelor electrice de acţionare ale lanţurilor elevatoare tipizate

Lanţurile elevatoare tipizate sînt echipate cu motoare electrice de 1 000 şi 750 rot/min la puteri variind între 2,8 şi 14 kW, după sarcina lanţului elevator respectiv. Celor două mărimi de rotaţii ale motoarelor electrice de acţionare le corespund următoarele viteze pentru lanţurile elevatoare : v = 0,255 m/s şi v' = 0,192 m/s.

Puterea necesară a motorului electric de acţionare pentru un lanţ elevator tipizat s-a calculat cu ajutorul formulei (1) :

$$N = \frac{T \cdot v}{102 \cdot \eta}, \qquad (1)$$

în care :

η = 0,8 este randamentul întregii transmisii, de la motorul electric pînă la lanţ, care ţine seama şi de rezistenţele de înscriere a lanţului pe roţile dinţate de antrenare şi conducere ;

T — tensiunea maximă ce se dezvoltă în lanţ. Tensiunea T este formată din patru componente :

$$T = T_v + T_1 + T_c + T_a, \qquad (2)$$

în care : T_v corespunde greutăţii numărului maxim n de vagonete ce se pot găsi la un moment dat antrenate de lanţul elevator.

$$T_v = n \cdot G \cdot (\sin\alpha + \mu \cos\alpha) \qquad (3)$$

în formula (3):

G este greutatea unui vagonet plin sau gol (specificată în pagina întîia a fiecăreia dintre cele şase tabele de tipizare) ;

α — înclinarea lanţului elevator :

μ = 0,01 — coeficientul de rezistenţă la circulaţia vagonetelor pe linie c. f. i. a lanţurilor elevatoare ;

n — numărul maxim de vagonete ce se pot găsi la un moment dat antrenate de lanţul elevator.

Numărul n depinde de distanţa d dintre două împingătoare succesive. Această distanţă se stabileşte în funcţie de viteza v şi de debitul Q de vagonete pe minut ale lanţului elevator considerat cu ajutorul formulei (4):

$$d = \frac{60 \cdot v}{Q}. \qquad (4)$$

Distanţa d trebuie să reprezinte, totodată, un număr întreg de paşi ai lanţului propriu-zis.

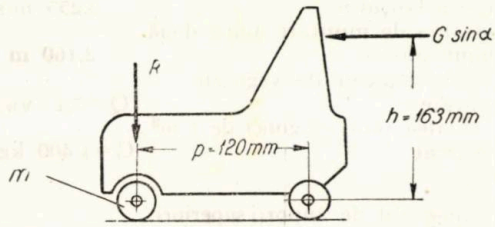


Fig. 2.

Componenţa T_1 este dată în lanţ de frecarea ramurii inferioare a lanţului pe ghidajul inferior şi se află cu formula următoare:

$$T_1 = q \cdot 1_i \cdot \mu \cos\alpha, \qquad (5)$$

în care :

q = 46kg/m reprezintă greutatea lanţului pe 1 m ;

μ = 0,18 — coeficientul de frecare al zalelor pe ghidaj (fier pe fier) ;

1_i — lungimea ramurii inferioare ghidate a lanţului $1_i = L + 1$ m.

Componenţa Tc este rezistenţa la rostogolire a rolelor, presate pe ghidajul superior de reacţiile date de fiecare împingător angrenat în împingerea unui vagonet, aşa cum rezultă din fig. 2 şi se calculează cu formula (6) :

$$T_c = n \cdot G \sin\alpha \cdot \frac{h}{p} \cdot \frac{s}{r}, \qquad (6)$$

în care :

s = 0,05cm reprezintă coeficientul de rezistenţă la rostogolire, în cm ;

h = 163 mm ;

p = 120 mm ;

r = 3 cm — raza rolei apăsate „m".

Componenţa T_a corespunde forţei suplimentare care se dezvoltă în lanţ în perioada de accelerare a unui vagonet prins de împingător la capul inferior al lanţului elevator — de la viteza zero la viteza lanţului v = 0,255 m/s, respectiv v' = 0,192 m/s şi se află cu formula (7):

$$T_a = \frac{G}{g} \cdot s, \qquad (7)$$

în care :

g = 9,81 m/s^2,

a — accelerația imprimată vagonetului în perioada de accelerare.

S-a apreciat $a = 1{,}7$ m/s², ceea ce corespunde unei durate a perioadei de accelerare de 0,15 s.

Numărul de ecartamente uzuale luate în considerare în cuprinsul tipizării realizate

În tipizarea de față a lanțurilor elevatoare s-au luat în considerare următoarele trei ecartamente normale:

— un ecartament de 600 mm, pentru care distanța dintre axele șinelor c.f.i. este $2a = 640$ mm;

— un ecartament de 630 mm, pentru care distanța dintre axele șinelor c.f.i. este $2a = 670$ mm;

— un ecartament de 760 mm, pentru care distanța dintre axele șinelor c.f.i. este $2a = 700$ mm.

Desenele de execuție a elementelor care depind de ecartament au cotele date față de axele șinelor c.f.i. (situate între ele la distanțele $2a$ specificate mai sus în funcție de ecartament), așa încît după aceleași desene din proiect se pot executa elementele respective pentru oricare din ecartamentele menționate mai sus, fără a fi nevoie de vreo completare sau explicație suplimentară ulterioară.

Numărul de diametre ale roților de vagonet luate în considerare în tipizarea realizată

Întrucît vagonetul de 1 m³ la ecartamentul de 600 mm are diametrul roților de vagonet de 350 mm, iar vagonetul de 1 m³ la ecartamentele de 630 și de 760 mm, cum și vagonetul de 2 m³ la ecartamentul de 760 mm au diametrul roților de 375 mm, s-au luat în considerare în prezenta tipizare următoarele două diametre de roți: ∅ 350 mm și ∅ 375 mm.

În mod asemănător, unele desene afectate de diametrul roților de vagonet au o parte dintre cote date în tabele în funcție de ecartament.

Modul de a cuprinde desenele unui singur lanț elevator, cote și indicații tehnice pentru toate lanțurile tipizate

Conform celor arătate pe unele desene de execuție ce reprezintă piese și elemente care au dimensiuni și mărimi ce trebuie să difere de la lanț la lanț, s-au marcat aceste dimensiuni și mărimi cu litere *(L, O, H, A, n_1, n_2, n_3, n_4* și *N)* ale căror valori numerice sînt date pentru fiecare lanț elevator în parte în tabelele de tipizare I, II, III, IV, V și VI menționate mai sus. În ce privește elementele la care unele dimensiuni depind de ecartament și de diametrul roților de vagonet, pe desenele lor de execuție se găsesc date aceste mărimi *(a* și *h)* sub formă de tabele în funcție de ecartament.

Denumirea și modul de definire a lanțurilor elevatoare tipizate.

Tipizarea realizată stabilește, pentru un lanț elevator tipizat, cuprins, de exemplu, în tabela de tipizare III la nr. 137 (avînd lungimea $L = 22{,}3$ m, $\alpha = 15^0$, puterea motorului de acționare $N = 10$ kW) pentru ecartamentul de 760 mm, următoarea denumire:

„Lanț elevator tipizat III — 137 — *ecartament* 760 mm".

($L = 22{,}3$ m, $\alpha = 15^0$, $N = 10$ kW, $n = 750$ rot/min).

Se poate menționa că acest nou gen de tipizare aplicat în cazul lanțurilor elevatoare are un caracter de originalitate pentru țara noastră și, probabil, și pentru alte țări.

Într-adevăr, pe cînd în cazul altor tipizări de utilaje (cu un număr mare de exemplare ce diferă prin dimensiuni și anumite elemente) este necesar de fiecare dată să se facă o anumită muncă de alegere de elemente tipizate și de combinare a lor într-un desen de ansamblu nou, la tipizarea de față fiecare dintre cele 1 798 de lanțuri elevatoare considerate rezultă complet, din toate punctele de vedere (execuție și montaj), printr-o simplă alegere din tabelele de tipizare respective.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Substanţele humice din cărbune

Formarea, structura şi reacţiile substanţelor humice

Ing. N. M. Ionescu

Masa organică a majorităţii cărbunilor naturali (fosili) este alcătuită, din punctul de vedere al materialului genetic, dintr-o parte humică provenită din materialul genetic vegetal şi dintr-o parte bituminoasă (sapropelică) rezultată din transformarea substanţelor grase iniţiale (ceruri, răşini, sapropel, etc.).

Sub acest aspect distingem cărbuni humici, cărbuni sapropelici, cărbuni humo-sapropelici şi sapropelo-humici, după cum predomină una sau alta din părţi.

Transformările pe care le suferă materialul genetic al cărbunilor naturali sînt adînci şi-l afectează în aşa măsură, încît după scurgerea perioadelor geologice de formare, natura lui se poate distinge numai cu greu sau deloc.

Din acest punct de vedere materialul genetic vegetal, care a stat la baza formării majorităţii covîrşitoare a cărbunilor naturali, a suferit transformările cele mai radicale, de la modificarea compoziţiei şi a componenţilor săi chimici, pînă la dispariţia unei părţi din el sub influenţa condiţiilor locale de formare.

În cadrul acestor transformări, au luat naştere din materialul genetic vegetal aşa numitele „substanţe humice", despre care se va vorbi în cele ce urmează.

Substanţele humice ocupă un loc de frunte în origina, compoziţia şi chimia cărbunilor naturali, întrucît în majoritatea cazurilor ele formează componenţa lor principală.

Denumirea genetică de „substanţe humice" include următoarele noţiuni :

— *acizi humici,* adică substanţe solubile la cald şi la rece în soluţii apoase de alcalii, reprezentînd prima treaptă de incarbonizare a materialului genetic, fiind întotdeauna prezente în turbe şi în cărbuni bruni ;

— *huminele,* substanţe mai evoluate ca grad de incarbonizare decît acizii humici, formate din procese succesive de condensare, decarboxilare, dehidratare şi polimerizare, sînt un fel de anhidride ale acizilor humici. Sînt insolubile în soluţii apoase alcaline la cald şi la rece ; pot deveni solubile prin oxidare sau printr-o depolimerizare prealabilă cu acid clorhidric. Există sub această formă parţial în cărbunii bruni şi integral în huile (huila cu flacără lungă HL, huilă de gaz, HG, huilă de cocs HC, etc.) ;

— *humaţii,* sînt substanţe rezultate din reacţiunea acizilor humici cu o bază sau cu o sare prin schimb de ioni. Cei mai frecvenţi sînt humaţii metalelor alcaline şi alcalino-pămîntoase.

Ca aspect substanţele humice sînt de culoare brună neagră. Ele reprezintă corpuri amorfe de compoziţie chimică puţin cunoscută. Sînt solubile în solvenţi organici şi se umflă puternic în apă în care se solvă uneori numai parţial.

Substanţele humice sînt infuzibile, adică nu se înmoaie prin încălzire la temperaturi ridicate (300—500°C) în absenţa aerului se descompun dînd ca rezultat puţine gaze (în care predomină CO_2) şi foarte puţin sau deloc gudron.

Într-un sens mai larg, se numesc substanţe humice acele componente ale cărbunilor, care nu aparţin de substanţele bituminoase, adică nu pot fi extrase cu solvenţi organici şi nu ţin nici de elementele de formă din cărbune (macro- şi microspori, cuticule, polen, etc.).

Substanţele humice mai pot fi definite ca substanţe, care în primul lor stadiu de formare (acizi humici) sînt alcătuite din acizi oxicarbonici naturali solubili în alcalii (deci pot fi precipitaţi cu acizi minerali), pentru ca apoi printr-o serie de transformări să formeze anhidridele respective (humine), insolubile în alcalii.

Substanţele humice pot furniza ioni de hidrogen, formează săruri şi au însuşirea de a face schimb de ioni.

★

Formarea substanţelor humice în cărbunii naturali a avut loc în decursul perioadelor geologice datorită transformărilor pe care le-a suferit materialul genetic vegetal. Materialul bituminos nu participă la formarea substanţelor humice. Cunoştinţele despre cauzele şi în special despre procesele care

decurg în stadiul de transformare a materiei vegetale moarte în acizi humici şi apoi în continuare în humine sînt insuficiente. Rămîn de asemenea complet neclare reacţiile chimice care însoţesc multiplele şi variatele modificări ce le suferă materia primă vegetală de-a lungul perioadelor geologice pînă în stadiul acizilor humici şi al huminelor. Cu atît mai puţin a fost posibilă cercetarea căilor pe care a decurs modificarea huminelor din momentul formării lor şi pînă la antraciţi. De asemenea nu au fost realizate studii reuşite, care să reproducă fenomenele fizice şi chimice presupuse a fi avut loc în natură şi a fi stat la baza formării acizilor humici şi în continuare a huminelor.

Problema chimiei şi originei substanţelor humice poate fi cercetată însă separat, în funcţie de natura cărbunelui în care ele apar, adică în turbă, cărbune brun, huilă, antracit, fără să se mai facă încercări pentru a se stabili vreo legătură între natura substanţelor humice din aceste clase de cărbune, greutăţile din acest punct de vedere fiind cu atît mai mari, cu cît cărbunele este mai bătrîn. Astfel, o deosebire din acest punct de vedere între huilă şi antracit este tot atît cît şi imposibilă.

Pentru lămurirea fenomenelor de transformare a materialului vegetal iniţial în substanţe humice, au fost propuse două linii de cercetare :

— prima linie de cercetare se bazează pe cercetarea compuşilor care alcătuiesc materialul vegetal, căutînd compuşi asemănători în produsele de transformare rezultate în urma influenţei factorilor chimici, biochimici, microbiologici, fizici etc. din decursul perioadelor geologice ;

— a doua linie de cercetare tinde spre obţinerea pe cale artificială a substanţelor humice, folosind în acest scop plante, hidraţi de carbon, lignină etc., încercînd a imita fenomenele, în special pe cele chimice, presupuse a fi stat la baza formării substanţelor humice.

Se pune însă problema dacă întotdeauna produsele de transformare în natură reprezintă măcar aproximativ compoziţia substanţelor iniţiale din care ele s-au format. Un exemplu evident din acest punct de vedere îl prezintă formarea plantelor în natură, partea organică respectivă formîndu-se din bioxid de carbon şi apă, adică un material iniţial care nu are nici o asemănare cu produsul final rezultat. Comun între ele nu este decît faptul că atît materialul iniţial cît şi produsul final sînt compuse din aceleaşi elemente chimice (carbon, hidrogen şi oxigen).

Avînd în vedere cele arătate, este normal că la cercetarea formării substanţelor humice să fie adoptată cea de a doua linie expusă mai sus, tinzînd în mod special spre cercetarea proceselor şi condiţiilor fizico-chimice care condiţionează transformările materiei prime vegetale.

Substanţele humice se formează încă în primele stadii de transformare a resturilor vegetale moarte. Sînt cunoscute multe lucrări * în microbiologie, chimie, biochimie, etc. prin care s-a stabilit legătura între hidraţii de carbon sau între lignină şi substanţele humice. În schimb însă, căile pe care se face această transformare, după cum s-a mai arătat, sînt aproape necunoscute. Totuşi se dovedeşte că participarea hidraţilor de carbon la formarea substanţelor humice poate fi privită ca un fenomen secundar, dacă se dă întîietate ideii că hidraţii de carbon servesc ca hrană ciupercilor şi bacteriilor care sintetizează astfel diferite substanţe aromatice şi heterociclice. Mediul bazic favorizează procesul de humificare la care participă şi amoniacul care se formează din descompunerea substanţelor albuminoide.

Celula plantelor vii este foarte rezistentă faţă de bacterii. În schimb celuloza plantelor moarte se descompune repede sub acţiunea lor în bioxid de carbon şi metan, deci se admite că aceasta nu poate fi considerată ca substanţă genetică la formarea substanţelor humice.

Comportarea ligninei este cu totul alta decît a celulozei. Lignina este cu mult mai rezistentă decît celuloza atît în mediu aerob cît şi în mediu anaerob. Din mai multe însuşiri ale acizilor humici rezultă că acestea se apropie mai mult de lignină şi că totodată se deosebesc mult de celuloză ; de exemplu, lipsa însuşirii de a hidroliza, proporţie mare de fenoli la semicarbonizare, etc.

Lignina are o constituţie complicată, insuficient cunoscută pînă în prezent şi care variază cu natura plantei din care provine.

Tabela 1 indică compoziţia elementară medie a celulozei şi a ligninei.

Tabela 1

Elementul	Exprimat în	Celuloză	Lignină
Carbn	%	44,40	65,00
Hidrogen	%	6,20	5,00
Oxigen	%	49,40	30,09

Ligninei i se atribuie un caracter ciclic-aromatic ; după G. Stadnikoff lignina are următoarea formulă :

$$C_{50}H_{49}O_{11} \begin{matrix} -COOH \\ -OCH \\ -OH \end{matrix}$$

* Numai lucrarea lui Sven Odén: *„Die Humussäuren"* are 386 trimiteri la literatură.

Pentru lignină este caracteristică grupa metoxil (OCH_3) ; se determină aşa-numita cifră metoxilică prin care se caracterizează conţinutul de lignină în cărbuni.

În condiţiuni de laborator trecerea ligninei în acizi humici are loc prin umezirea ei cu soluţie apoasă de alcalii, urmată de oxidare la aer. De asemenea, prin tratarea ligninei cu soluţii alcaline la presiuni şi temperaturi ridicate se obţin substanţe similare cu acizii humici. Această denumire de acizi humici este de fapt improprie întrucît prin asemenea tratamente se formează numai o substanţă închisă la culoare şi foarte apropiată ca analiză elementară cu acizii humici extraşi din cărbune, fără însă să se fi dovedit vreo identitate între structurile lor, ceea ce este de fapt imposibil, întrucît aşa-numiţii acizi humici naturali se extrag din cărbune prin tratare timp de mai multe ore la cald sau la rece cu soluţii alcaline, deci sînt supuse unui tratament brutal, ceea ce face ca acizii astfel izolaţi să fie puţin sau chiar deloc asemănători cu acizii humici conţinuţi iniţial în cărbune.

În anii din urmă rezultatele cercetărilor în domeniul chimiei cărbunilor au dovedit că în procesul formării cărbunilor naturali iau parte toate componentele plantelor şi nu numai lignina cum se presupunea iniţial. De asemenea la formarea cărbunilor naturali, părţile componente ale plantei pe bază de lignină şi celuloză suferă transformări, trec prin stadiul acizilor humici care la rîndul lor sînt supuse unor transformări ulterioare trecînd prin humine, participînd astfel în cărbune ca o substanţă complexă polimetamorfozată, cu caracter acid sau neutru. Este cunoscut că multe substanţe, chiar cu caracter aromatic, dacă sînt oxidate în anumite condiţiuni, suferă o transformare în sensul trecerii în substanţe cu caracter humic, rezistente la transformări ulterioare.

De aceea, odată cu lărgirea imaginii noastre asupra naturii materiei prime care a stat la baza formării cărbunilor fosili, interesul pentru acizii humici ca stadiu intermediar de formare a substanţelor humice trebuie să crească, mai ales în ceea ce priveşte structura lor, încă necunoscută.

În funcţie de mersul descompunerii şi transformării materialului genetic vegetal are loc formarea substanţelor humice în cărbune, începînd cu primul stadiu de inhuminizare, adică cu formarea acizilor humici. Conţinutul lor variază în general la turbe între 25—75%, în cărbunii bruni pămîntoşi între 30—80% şi în care conţinutul de acizi humici devine maxim. De la această fază începe descreşterea conţinutului de acizi humici, care îşi modifică structura prin deshidratare, decarboxilare etc., devenind astfel humine. Din această cauză scade conţinutul de acizi humici în cărbunele brun lemnos (lignit) în care variază între 5—35% şi continuă să descrească în cărbunele brun mat pînă la un conţinut variabil între 1—20%, pentru a deveni minim în cărbunii bruni cu luciu smolos în care atinge în general un maximum de 5%.

Conţinutul de acizi humici dispare complet în huile, neexistînd nici măcar în huila cu flacără lungă (cea mai tînără). Huilele nu conţin decît humine.

Cele de mai sus sînt valabile însă *numai ca regulă generală.* Considerînd însă ca grad de incarbonizare conţinutul de carbon raportat la masa combustibilă a cărbunelui, variaţia conţinutului de acizi humici nu decurge întotdeauna paralel cu acesta după cum rezultă din datele tabelei 2.

Tabela 2

Probe cercetare	Carbon raportat la masa combustibilă, în %	Acizi humici raportaţi la masa combustibilă, în %
Lemn putred	55	30
Turbă	59	60
Cărbune brun pămîntos	66	80
Lignit	66	25
Lignit	67	4

Aceste date sînt un indiciu pentru faptul că formarea acizilor humici şi incarbonizarea sînt două procese distincte, acizii humici formîndu-se în natură de exemplu din lignină în condiţii care nu au aproape nimic comun cu incarbonizarea.

Prin oxidare sau prin tratarea mai mult sau mai puţin energică cu acid clorhidric a cărbunelui, poate fi provocată o depolimerizare a huminelor, care astfel pot fi extrase cu alcalii. Pentru oxidare pot fi folosite toate substanţele oxidante cunoscute. Se menţionează în mod special că în prezenţa alcaliilor cărbunii se oxidează intens şi că astfel tendinţa de revenire la acizi humici a huminelor este foarte pronunţată; în felul acesta se obţin aşa numiţii *acizi humici regeneraţi.*

Acizii humici regeneraţi au însuşiri interesante şi anume greutate moleculară mai mică, variind în jurul a 1 000 faţă de cca 1 400 a acizilor humici normali. Ei reprezintă compuşi ciclici condensaţi şi conţin în moleculă suficiente grupe carboxilice şi hidroxilice pentru a fi solubili în alcalii.

Formarea huminelor în huilă nu se datoreşte numai factorului timp ci şi unui efect termic.

Cărbunii care în cursul formării lor nu au fost supuşi unor efecte termice, au rămas

în stadiul de cărbune brun, cu toate că din punct de vedere geologic cărbunele menționat ar trebui să fie huilă. Exemplu clasic din acest punct de vedere este cărbunele liasic de la Codlea.

Experimental s-a putut stabili în laborator că temperatura minimă care condiționează formarea huilelor este de cca 500°C. În asemenea condiții acizii humici au fost transformați ireversibil în humine. În cazul oxidării blînde a cărbunilor rezultă substanțe cu greutate moleculară mai mică, fapt care ușurează cercetarea lor ulterioară.

Aplicat la studiul substanțelor humice, procesul de oxidare se împarte în trei stadii distincte și anume :

— *primul stadiu* — oxidarea la suprafață, cu care ocazie are loc numai fixarea de oxigen la suprafața cărbunelui, formînd grupe de compuși care manifestă însușiri acide. Iuțeala cu care decurge acest proces este determinată de temperatura, presiunea parțială și de suprafața totală a particulelor în contact cu oxigenul ;

— în *al doilea stadiu* — oxidarea afectează masa organică vegetală a cărbunelui, iar huminele sînt regenerate în acizi humici, devenind solubile în soluții apoase alcaline ;

— *al treilea stadiu* — printr-o oxidare înaintată produsele de oxidare devin solubile nu numai în soluții apoase alcaline ci și parțial în apă, iar soluțiile rezultate sînt de culoare brună-neagră pînă la galben-deschis.

Independent de metoda de oxidare, în toate cazurile se obțin ca produse intermediare acizi humici. Continuarea oxidării duce, prin afectarea substanțelor grase din cărbune, în general mai rezistente ca substanțele de origină vegetală, la formarea de acizi grași mono- și bibazici, acizi benzencarbonici mai puțin acidul benzoic, a căror prezență nu a fost dovedită în produsele de oxidare.

Privind problema formării substanțelor humice în ansamblul ei, se pot trage următoarele concluzii în legătură cu materia primă și chimismul formării lor :

— Procesul de inhuminizare a materialului genetic este un proces de oxidare lentă, rezultînd acizi humici și apoi prin decarboxilare, dehidratare etc. humine. Substanțele albuminoide dau naștere la acizi humici cu conținut de azot în moleculă, pe cînd hidrații de carbon formează acizi humici liberi de azot. Ambele feluri de acizi humici se comportă chimic și fizic la fel, din care cauză odată extrași din cărbune, nu pot fi separați unii de alții. Conținutul de azot din acizii humici este în funcție de conținutul de substanțe albuminoide al materialului genetic.

— Materialul genetic al substanțelor humice este de natură vegetală, hidrați de carbon, compuși aromatici și heterociclici, lignină și eventual celuloză. Aceasta din urmă poate fi privită ca generator de CO_2 și CH_4 care iau naștere paralel cu formarea substanțelor humice. Nu este stabilit pînă în prezent rolul diferitelor specii de plante la formarea acizilor humici.

— In ceea ce privește cunoștințele despre transformările ce le suferă materialul genetic pînă la stadiul huminelor, influența mediului acuatic în faza de turbizare, reacțiile chimice care însoțesc formarea substanțelor humice din flora respectivă precum și fenomenele care însoțesc trecerea acizilor humici în humine, influența factorilor ca temperatură, presiune, compoziția apelor, natura solului din culcuș și acoperiș a stratelor de cărbune, sînt probleme de importanță esențială la formarea cărbunilor, dar sînt încă nestudiate în marea majoritate a cazurilor, datorită complexității fenomenelor.

★

După cum s-a arătat anterior, substanțele humice s-au format printr-o adîncă transformare a materialului genetic vegetal, predominînd procesele de decarboxilare-deshidratare și polimerizare-condensare, luînd astfel naștere substanțe cu greutate moleculară mare, cu sau fără funcțiuni acide libere și de compoziții diferite care variază între limite largi, în general în funcție de vîrsta cărbunelui din compoziția căruia fac parte.

Astfel, conform datelor analitice de laborator, substanțele humice au aproximativ compoziția elementară arătată în tabela 3.

Substanțele humice, de compoziția elementară de mai sus, reprezintă un amestec intim de compuși polimoleculari aromatici apropiați între ei ca compoziție chimică și însușiri fizice. Greutatea lor moleculară totală precum și toate însușirile fizico-chimice depind de concentrația soluției alcaline, durata, temperatura, mediul (oxidant, neutru) de extracție, etc.

Tabela 3

Elementul	Exprimat în	Substanțe humice extrase din :		
		Turbă (T)	Cărbune brun pămîntos (BP)	Cărbune brun cu luciu smolos (BS)
Carbon	%	55—61	58—63	67—72
Hidrogen	%	5—6	5	4,5
Azot	%	1,5	1,5	1,5

Observație : Simbolurile T, BP și BS sînt conforme cu STAS 3632—52.

Acesta este în rezumat stadiul cunoștințelor generale despre alcătuirea substanțelor humice, fără să se cunoască separat și mai de aproape indivizii chimici care le compun ; chiar dacă s-ar ajunge ca din substanțele humice extrase să se izoleze indi-

vizii chimici componenți, este puțin probabil că aceștia să aibă vreo asemănare cu substanțele humice așa cum se află în cărbune, datorită tratamentului la care sînt supuse și modificărilor probabile de constituție care au loc în cursul extracției lor cu soluții alcaline la fierbere.

În prezent se deosebesc următoarele tipuri de acizi humici :

— acizi humici solubili numai în alcalii,
— acizi humici himatomelanici, solubili în alcalii și alcool,
— acizi humici fulvonici, solubili în alcalii, alcool și apă.

S-au făcut nenumărate încercări pentru stabilirea formulelor lor structurale. Pentru realizare s-a recurs la studiul acizilor humici naturali și la cei artificiali obținuți din diferite materiale, ca : hidrați de carbon, fenoli, lignină etc. În toate cazurile s-a tins spre stabilirea prezenței grupelor funcționale și a greutății moleculare, fără însă a reuși să se stabilească o bine dovedită structură a acizilor humici. Se consideră că acizii humici sînt alcătuiți din nuclee aromatice policondensate, incluzînd probabil grupe piranice și furanice. Grupele funcționale care intră în compoziția acizilor humici reprezintă grupe carboxilice, hidroxilice, carbonilice și metoxilice. Se presupune și prezența unor grupe enolice și lactonice.

În cazul unor materiale genetice diferite precum și în condiții diferite de formare, iau naștere diferite tipuri de cărbune și este limpede că și substanțele humice respective vor fi diferite.

Totuși, la încercarea de a generaliza multiplele concluzii din literatură despre structura scheletului substanțelor humice extrase din diferiți cărbuni, nu s-au găsit suficiente date convingătoare nici despre natura și nici despre deosebirile care determină compoziția substanțelor humice din diferiți cărbuni.

De asemenea s-au dovedit a fi fără rezultat și încercările de a trage concluzii din marele număr de lucrări privitoare la varietatea și numărul grupelor funcționale care intră în compoziția substanțelor humice. Concluziile acestor lucrări nu pot fi comparate între ele, întrucît substanțele humice cercetate au fost obținute din diferiți cărbuni și prin metode de extracție diferite, astfel încît rezultatele nu numai că nu sînt comparabile, dar în unele cazuri sînt chiar contradictorii.

În privința grupelor funcționale, conținutul de grupe metoxilice atinge un maximum în substanțele humice ale turbelor și anume pînă la 4,3%. Odată cu creșterea incarbonizării, conținutul de grupe metoxilice scade proporțional și dispare aproape complet la cărbunii bruni huiloși ; pentru stadii superioare de formare a cărbunilor, conținutul de grupe metoxilice este inexistent. În general, chiar în stadiul de turbizare, unei molecule de substanță humică nu-i revine o grupă metoxilică.

Conținutul de grupe carboxilice în substanțele humice se stabilește prin reacția cu acetat de calciu și este cuprins între 1—4 grupe în moleculă, dacă greutatea acesteia se consideră convențional la valoarea de 1 300.

Conținutul de grupe carboxilice în substanțele humice din turbe și din cărbunii bruni pămîntoși este puțin diferit ; în cărbunii bruni lucioși este relativ scăzut (pînă la două grupe) iar cărbunii bruni huiloși conțin în general cel mult o grupă carboxilică la o moleculă.

Conținutul de hidroxizi fenolici depășește în orice caz numeric conținutul de grupe carboxilice, oscilînd între 4—8 grupe în moleculă, considerînd greutatea acesteia de 1 300 și arată o tendință de micșorare odată cu înaintarea incarbonizării.

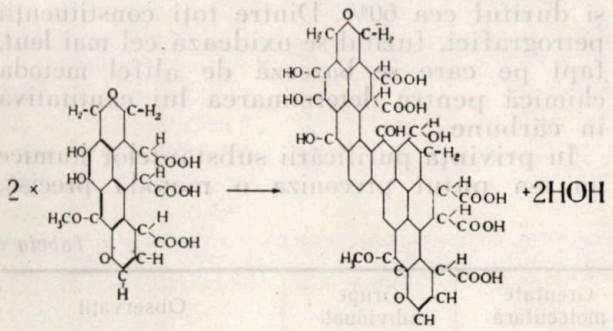
Conținutul de grupe carbonilice are un maximum la cărbunii bruni pămîntoși. Reactivitatea ridicată a substanțelor humice se atribuie nu numai conținutului de grupe carboxilice și fenolice ci și grupelor carbonilice.

Acizii humici artificiali (de sinteză) obținuți din parafină, hidrați de carbon, furfurol, etc. nu arată o deosebire esențială față de acizii humici naturali și conțin în cea mai mare parte două sau trei grupe carboxilice și patru hidroxili fenolici într-o moleculă.

Pentru cunoașterea scheletului cărbunos al acizilor humici a fost aleasă calea hidrogenării catalitice în soluții apoase alcaline la cca 300°C. Cu toate că proveneau din material cărbunos diferit (de la turbă la cărbune brun huilos), produsele de hidrogenare erau aproape identice, alcătuite fiind dintr-un amestec complex de compuși solubili în apă, cu caracter neutru, sau acid, acizi carbonici solubili în eter, fenoli și substanțe neutre. Hidrocarburile rezultate din hidrogenare formează compuși ciclici cu catene laterale. Pe baza rezultatelor obținute din hidrogenare se admite că unitățile structurale ale acizilor humici formează sisteme aromatice condensate care cuprind heterocicli cu catene laterale și grupe funcționale atît la nucleu cît și la catenele laterale.

S-au făcut multe încercări și pentru a reprezenta transformarea structurală a acizilor humici și felul cum ea decurge în procesele de polimerizare-condensare. În această privință W. Fuchs indică următoarea schemă de transformare pe baza datelor de cercetare existente :

Ca element de bază se ia complexul I. Prin cuplarea a două complexe I rezultă complexul II ; substanţele humice sînt deci alcătuite din mai multe complexe I, în funcţie de gradul lor de condensare-polimerizare.



Complexul II corespunde formulei $C_{44}H_{32}O_{20}$; prin adiţia a încă unui complex va rezulta un produs de formula $C_{66}H_{48}O_{30}$ şi de greutate moleculară de cca 1 300, care corespunde greutăţii moleculare a substanţelor humice.

Pentru cercetarea naturii substanţelor humice au fost folosite cele mai variate metode chimice, dintre care cele mai bune rezultate le-a dat oxidarea executată în diferite medii (acid, bazic, neutru). Alte metode de cercetare, ca, reducere sau hidroliză, nu au dat rezultate mai bune.

Tabela 4 cuprinde reactivii folosiţi în operaţiile de oxidare, reducere, hidroliză sau alte procedee, în diferite medii.

rezultatele determinării greutăţii moleculare, analiza elementară, rezultatele metilării, determinarea grupelor funcţionale etc.

Produsele de oxidare primară ale acizilor humici, inclusiv produsele obţinute prin tratare cu acid azotic denumiţi impropriu acizi nitrohumici pot fi grupaţi în clasa *acizilor dehidrohumici* — adică acizii humici dehidrogenaţi. Aceste produse obţinute sînt sensibil mai acide, au greutăţi echivalente mai mici decît ale acizilor humici insolubili în solvenţi organici. Aceasta, precum şi alte cauze, au dus la explicaţia că, caracterul mai acid al produselor de oxidare primară au fost cauzate de procese identice ca în cazul trecerii ciclohexanolului în fenol şi că esenţialul în cazul oxidării primare este dehidrogenarea.

Un fenomen de degradare deosebit este autooxidarea, adică absorbţia oxigenului din aer în prezenţa soluţiilor alcaline, ceea ce duce la degradarea acizilor humici, obţinîndu-se ca rezultat acizi himatomelanici, de greutate moleculară cuprinsă între 650—850 (determinată prin metoda presiunii osmotice).

Printr-o degradare oxidativă energică a acizilor humici şi trecînd prin stadii intermediare diferite ce pot fi cuprinse toate în clasa acizilor dehidrohumici, se ajunge în fine la constituenţii de bază ai acizilor humici şi anume la acizii benzencarbonici şi fenoli.

În această privinţă ne dă indicaţii preţioase tabela 5 care cuprinde produsele intermediare, formulele şi greutăţile lor moleculare, care rezultă din oxidarea acizilor humici.

Tabela 4

Mediul	Oxidare	Reducere	Hidroliză	Alte procedee
Acid	Ozon sau ac. acetic; acid sulfuric ; acid azotic şi azotos; acid cromic; dioxid de clor; clorat de potasiu ; acid clorhidric	Metale (praf de zinc) şi acizi; Acid iodhidric eventual cu fosfor roşu	Acizi minerali	—
Neutru	Aer, oxigen, ozon ; halogeni în solvenţi organici ; tetraoxid de azot în eter de petrol	Hidrogen	Apă	Carbonizare în absenţa aerului
Bazic	Aer şi oxigen în alcalii ; soluţii alcaline (soluţia Fehling)	Metale (praf de zinc) şi alcalii	Soluţii apoase şi alcoolice, alcalii	Topitură alcalină ; încălzire cu carbonaţi

S-a putut dovedi că cu ajutorul diferiţilor oxidanţi şi prin oxidare lentă a cărbunelui se pot obţine produse numite de oxidare primară. Aceste produse se deosebesc de materialul iniţial prin faptul că, asemănător cu acizii himatomelanici naturali, sînt solubili în alcool şi acetonă (în prezenţă de urme de apă). De altfel sînt foarte apropiaţi de acizii humici iniţiali, după cum ne arată

Comparînd rezultatele cercetării produselor de oxidare cu acid azotic ale acizilor humici cu cele ale ligninei, s-a ajuns la concluzia justificată privind înrudirea chimică apropiată a acizilor humici cu lignina şi în

consecinţă a asemănării structurii nucleelor lor de bază.

Aceeaşi concluzie despre structura analoagă a nucleelor de bază ale acizilor humici şi ale ligninei a fost trasă şi pe baza rezultatelor obţinute prin topirea acestor substanţe cu alcalii. Astfel s-a putut izola acidul pirocatehic prin topirea acizilor humici cu hidrat de sodiu solid.

Prin încălzire cu soluţii alcaline apoase sub presiune, precum şi cazul topiturilor alcaline, au rezultat produse de degradare caracteristice seriei corpurilor benzenice.

Din cercetările întreprinse pentru a se stabili legătura între componentele petrografice şi conţinutul de substanţe humice din cărbune, rezultă că după o prealabilă oxidare, vitritul poate da 90—95% substanţă solubilă în alcalii, claritul cca 80% şi duritul cca 60%. Dintre toţi constituenţii petrografici, fuzitul se oxidează cel mai lent, fapt pe care se bazează de altfel metoda chimică pentru determinarea lui cantitativă în cărbune.

În privinţa purificării substanţelor humice nu s-a putut preconiza o metodă precisă,

Tabela 5

Denumirea produsului	Formula (în parte ipotecă)	Greutate moleculară	Grupe individuale	Observaţii
Acizi humici	$C_{69}H_{52}O_{30}$	cca 1400	$(OH)_4$ $(COOH)_4$	Insolubili în solvenţi organici. Pot fi metilaţi
Acizi de hidrohumici	$C_{67}H_{48}O_{30}$	cca 1300—1400	$(OH)_4$ $(COOH)_4$ (CH_2CO)	Solubili în acetonă. Poate fi metilat
Produşi intermediari	$C_{15}H_{14}O_{12}$	cca 400—800	$(COOH)_5$ (CO) $\backslash O /$	Solubili în eter. Pot fi metilaţi. Derivaţii metilaţi pot fi distilaţi în vid.
Acizi benzencarbonici	C_6H_5COOH până la $C_6(COOH)_6$	120—340	$(COOOH)_{1-6}$	Idem
Nitrofenoli	$C_6H_3OH(NO_2)_3$	230	$(OH)_{1-2}$	Solubil în eter. Poate fi precipitat ca sare a acridinei.
Alte produse de degradare	HCOOH; CH_3COOH COOH · COOH COOH · CH_2 · COOH	50—120	(COOH)	—

Trebuie să se admită, pe baza celor de mai sus că acizii humici sînt alcătuiţi din nuclee aromatice, fapt dovedit prin lucrări prin care s-au obţinut substanţe brune, amorfe şi foarte asemănătoare cu acizii humici prin oxidarea sub presiune a fenolilor.

Invers s-a putut dovedi că prin carbonizarea cărbunilor fosili bogaţi în substanţă humică rezultă gudroane cu conţinut de fenoli, ceea ce lipseşte gudroanelor provenite din cărbunii bituminoşi şi ceea ce este tocmai o dovadă pentru natura aromatică a substanţelor humice.

Încercările de reducere a acizilor humici nu au dat rezultate de pe urma cărora să se poată trage concluzii asupra constituţiei lor.

În cazul hidrolizei, de exemplu cu acizi tari, au rezultat cantităţi mici de acid formic şi acid acetic, majoritatea materialului rămînînd însă nehidrolizat.

întrucît lipseşte elementul esenţial şi anume care din componente trebuie izolate, avînd în vedere faptul că acizii humici sînt un amestec de mai multe componente, aşa cum s-a arătat mai sus.

Prin tratarea substanţelor humice cu amoniac se fixează azot în molecula lor, pe care-l cedează apoi prin tratare cu alcalii la cald, nu însă integral. Din această cauză nu se recomandă extracţia acizilor humici cu amoniac, întrucît falsifică compoziţia lor elementară.

Sub influenţa halogenilor asupra acizilor humici, se obţin produse de halogenare, de exemplu de clorurare, cu un conţinut de Cl_2 pînă la 42% — produsul rezultat fiind colorat în roşu.

Bromul reacţionează de asemenea cu acizii humici formînd produşi bromuraţi, în care bromul intervine în parte prin substi-

tuţie şi în parte prin adiţie. Prin tratare cu acetat de sodiu, bromul adiţionat poate fi îndepărtat ca acid bromhidric.

★

În privinţa lămuririi constituţiei huminelor s-au făcut de asemenea multiple cercetări. Ca rezultat s-a putut stabili existenţa a două grupe de humine şi anume :

— humine din huile,
— humine din antraciţi.

Compoziţia elementară a huminelor este în general, ca şi în cazul acizilor humici, aproximativ egală cu a cărbunilor care le conţin şi variază între 75...90% C şi 4...5,5% H.

Cantitatea principală de humine este masată în vitrita cărbunilor în benzi*) şi care conţin mai puţin carbon şi mai mult hidrogen decît huminele din fuzită, la care situaţia este inversă.

În ceea ce priveşte funcţiunile hidrogenului şi ale oxigenului din humine se ştie foarte puţin. Conţinutul de oxigen carbonilic de exemplu, nu depăşeşte proporţia de 3%. Grupa carboxilică nu există deloc, iar grupele hidroxilice pot fi cu greu identificate. Prin tratare cu brom se poate dovedi existenţa de legături duble precum şi prezenţa de hidrogen care poate fi substituit sau îndepărtat prin dehidrogenare.

Asupra mărimii moleculei huminelor nu există decît puncte de reper indirecte. Greutatea lor moleculară se consideră a fi de cca 2 000. Volatilizarea grea a huminelor duce de asemenea la concluzia despre marea lor greutate moleculară. Nu există date precise asupra constituţiei moleculei şi asupra însuşirilor fizice ale huminelor.

Cercetările roentgenografice nu au adus de asemenea nici un aport în clarificarea acestor probleme.

Rezultatele obţinute în legătură cu încercările de lămurire a structurii huminelor pe bază de degradare oxidantă sînt cuprinse în tabela 6.

Există desigur o corelaţie strînsă între humine şi acizii humici, de vreme ce primele derivă din secundele.

În general huminele din huile pot fi definite ca acei componenţi din cărbune, care nu au caracter acid, dar sînt în măsură să dea prin oxidare acizi de seama acizilor humici, iar prin oxidare mai intensă să dea produse de degradare aproximativ identice cu cele ale acizilor humici. Rezultatele oxidării şi ale reducerii indică o structură ciclică şi în special aromatică a huminelor.

*) Cărbune în benzi = banded coal = Streifenkohle = polosciatîi ugol = charbon zoné.

Tabela 6

Metoda folosită	Rezultate obţinute
Oxidare cu NO_3H	Transformarea practic completă în acizi oxicarbonici solubili şi insolubili în alcalii după felul acizilor humici şi al acizilor dehidrohumici.
Oxidare blîndă cu aer şi alcalii, apă oxigenată etc.	Se obţin acizi humici regeneraţi solubili în alcalii.
Oxidare sub presiune	Amestec de acizi benzencarbonici şi acizi alifatici
Oxidare cu soluţie alcalină de MnO_4K_2	Acizi benzencarbonici şi acizi alifatici
Reducere	Hidrocarburi aromatice, hidroaromatice, parafinice, naftanice
Carbonizare	Pînă la 350°C : fenoli, hidrocarburi aromatice şi hidroaromatice ale căror cantitate scade cu creşterea gradului de incarbonizare. Gudronul primar este bogat în fenoli şi alţi compuşi aromatici.

Acesta este stadiul actual al cunoştinţelor despre natura şi formarea huminelor în cărbune, ele fiind şi mai puţin cunoscute decît acizii humici.

★

Din expunerea făcută rezultă noţiunile de bază privind formarea, structura şi reacţiile substanţelor humice din cărbunii naturali, multiplitatea problemelor nelămurite din acest domeniu precum şi stadiul încă înapoiat al cercetărilor care nu au putut duce la o înţelegere integrală a complexului de fenomene ce au stat la baza transformării materialului genetic vegetal în cursul perioadelor geologice.

Din acest punct de vedere cercetătorilor din domeniul chimiei cărbunilor le revine greaua sarcină să deschidă drumuri noi în cercetarea substanţelor humice, pentru lămurirea mai completă a naturii lor în special şi pe aceea a cărbunilor în general.

Bibliografie

[1] Schrader, W.: *Notiz über eine Ablagerung reiner Huminsäuren im Torf,* Gesammelte Abhandlungen zur Kenntniss der Kohle, 1920, 5, pag. 541—542.

[2] Tropsch, H. şi Schellenberg, A.: *Trockene Destillation der Huminsäuren und ihrer mit Alkali erhaltenen Veränderungsprodukte,* Gesammelte Abhandlungen zur Kenntrniss der Kohle, 1921, 6, pag. 248—256.

[3] Fuchs, W.: *Unsere Kenntnisse über die Huminsäuren als Abgangssubstanz der Humuskohlen,* Gesammelte Abhandlungen zur Kenntniss der Kohle, 1930, 9, pag. 171—176.

[4] Fuchs, W.: *Die Chemie der Kohlen,* editura J. Springer-Berlin, 1931.
[5] Fuchs, W.: *Untersuchungen über Lignin, Huminsäuren und Humine,* Zeitschrift für Angewandte Chemie, 44, 1931, pag. 111—118.
[6] Stadnikoff, G.: *Die Chemie der Kohle,* cap. VI — *„Die Huminsubstanzen"*, editura F. Encke-Stuttgart, 1931, pag. 150—168.
[7] Stadnikoff, G.: *Über die thermische Zersetzung der Huminsäuren,* Brennstoff-Chemie, 17, 1936, pag. 381—384.
[8] Lowry H. H.: *Chemistry of coal utilization — Humic acids,* vol. I, pag. 349, London-New York, 1947.
[9] Kuharenko, T. A.: *Cercetări în domeniul acizilor humici din cărbuni de diferite stadii de incarbonizare,* Dokladî Akademii Nauk SSSR, 68, 1949, pag. 325—344.
[10] Kuharenko, T. A.: Dokladî Akademii Nauk SSSR, 68, 1949, pag. 317.
[11] Kuharenko, T. A.: Dokladî Akademii Nauk SSSR, 72, 907, 1950.
[12] Kuharenko, T. A.: *Cercetarea reacției schimbului de ioni între acizii humici și acetat de calciu ca o caracteristică a naturii lor chimice-coloidale,* Dokladî Akademii Nauk SSSR, 2, 1950, pag. 193—207 și 207—226.
[13] Veselovski, V. S.: *Cercetarea combustibililor solizi, Gosgeologizdat.,* Moskova, 1951.
[14] Agroskin, A. A.: *Tehnologia chimică a cărbunilor,* Moskova-Harkov, 1952.
[15] Kuharenko, T. A.: Dokladî Akademii Nauk SSSR, 1952, 1/X, 4, pag. 729—732.
[16] Dragunov, S. S.: *„Geneza și structura acizilor humici"*, articol din *„Chimia și Geneza Combustibilor Solizi"*, Editura Akademiei de Științe a U.R.S.S., Moscova 1953, pag. 317—324.
[17] Karavaev, N. M.: *„Despre stadiul actual al științei privind chimia și origina combustibililor solizi"*, articol din „Chimia și Geneza Combustibililor Solizi", editura Akademiei de Științe a U.R.S.S., 1953, pag. 9—24.
[18] Kurbatov, I. M.: *„Rolul ligninei și a proteinelor la formarea substanțelor chimice din turbă"*, articol din *„Chimia și Geneza Combustibililor Solizi"*, editura Akademiei de Științe a U.R.S.S., 1953, pag. 335—343.
[19] Ullmanns Encyklopèdie de technischen Chemie, vol. IV, Braunkohle, pag. 612, München-Berlin, 1953.
[20] Francis, Wilfrid,: *Coal, its formation and composition,* London 1954, pag. 161.
[21] Benning, A.: *Quantitative Bestimmung der niedermolekularen Säuren in den Oxydationsprodukten von Kohlen,* Brennstoff-Chemie, 1955 7/8, pag. 120.
[22] Cody A. F., Millikan S. R. și Kinney C. R.: *Polarographische Bestimmung huminsäureähnliche Oxydationsprodukte von Steinkohlen,* Anal. Chem. 27, 1955, pag. 362—366.
[23] Fuchs, W.: *Der gegenwärtige Stand unserer Kenntnisse des Lignins und seine Bedeutung für die Kohlengenese,* Brennsoff-Chemie, 23/24, pag. 353—359, 1955.
[24] Gillet A.: *Die Entwickelung der Humine aus verholzter Materie,* Brennstoff-Chemie, 1955, 7/8, pag. 103—120.
[25] Veselovski V. S.: *„Natura chimică a combustibililor solizi"*, capit. *Substanțe humice,* editura Academiei de Științe a U.R.S.S., Moscova 1955, pag. 145—155.
[26] Ward S. G.: *Erzeugnisse des milden oxydativen Abbaues von Kohlen,* Brennstoff-Chemie, 1956, pag. 99—100.
[27] Gillet A.: *Von der Zellulose zum Anthrazit,* Brennstoff-Chemie, 1957 3/4, pag. 42—49.
[28] Kreulen D. J. W. și F. G. Kreulen-van Selms: *Thermische Zersetzung von Lignin und Huminsäuren bei relativ niedriger Temperatur,* Brennsoff-Chemie, 1957, 3/4, pag. 49—51.
[29] * * *: *Bericht der Expertengrupe über die Arbeiten zur Feststellung einer Grenzlinie zwischen Steinkohlen und Braunkohlen-Ligniten,* Freiberg/Sa, 1957.

Documentare

*** * *: Recordul mondial de înaintare mecanizată,** Promîșlenno-Ekonomiceskaia Gazeta, nr. 16, 1958.

În cursul lunii ianuarie a acestui an mecanizatorii minei „Polîsaevskaia-Severnaia" (URSS) au înregistrat un succes remarcabil. Cu ajutorul combinei PKG—4 tip I Gumennik ei au realizat 1 434 m lucrări miniere de înaintare, ceea ce constituie noul record mondial de înaintare mecanizată.

Vechiul record aparținea unei brigăzi de la mina nr. 22 „Lominţevskaia", Trestul Scekinugol", care în cursul verii anului trecut a realizat cu combina PK—2M 1 304 m de înaintare în galerii. Trebuie menționat însă că această brigadă era alcătuită din 56 oameni, în timp ce la mina „Polîsaivcskaia-Severnaia" au lucrat numai 12 oameni.

Combina PKG—4 se caracterizează printr-o deservire simplă și are un organ de execuție deosebit de cel cu care sînt echipate alte agregate. Într-un schimb combina este deservită de 4 oameni. În cursul experimentării ei în producție s-a obținut o productivitate maximă de 118 m/zi.

*** * *: Cea de-a treia conferință internațională asupra preparării cărbunelui.** L'Echo des mines et de la metta.urgie, nr. 7 (iulie) (1957), pag. 392.

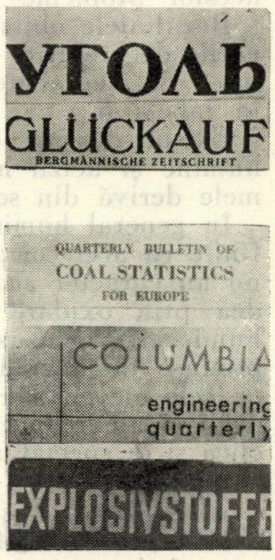
Institutul Național de Cercetări Carbonifere din Belgia organizează între 23 și 28 iunie 1958 la Bruxelles și Liège cea de a treia conferință internațională de preparare a cărbunilor. Se va lucra în următoarele secțiuni :

I. Prepararea cărbunelui și folosirea acestuia

II. Prepararea cărbunelui brut înainte de spălare.

III. Spălarea materialului mărunt

IV. Tratarea șlamurilor.



V. Control şi automatizare.

VI. Tendinţe moderne în prepararea cărbunelui.

Totodată participanţii vor vizita o serie de mine din Belgia şi ţările învecinate şi expoziţia universală şi internaţională de la Bruxelles.

* * *: **Separarea şi concentrarea minereurilor.** The Mining Journal, 249 (1947), nr. 6373 (octombrie), pag. 428.

Articolul prezintă, în rezumat, o serie din referatele ţinute la Congresul internaţional de preparare de la Stockholm din 12—21 septembrie 1957.

Problemele clasării şi separării gravitaţionale au fost dezbătute în cinci referate. Astfel H. Kirchberg şi W. Hentschel, analizînd teoria zetajului, ajung la concluzia că pentru fiecare tip de material există o înălţime maximă care asigură realizarea unei pulsaţii armonice a întregului material.

Concentrarea magnetică a fost dezbătută în 6 referate. De o atenţie specială s-a bucurat problema concentrării magnetice a particulelor fine. In acest sens se recomandă stropirea cu un acid foarte slab a materialului uscat, în scopul preîntîmpinării floculării materialului. Mărirea vitezei tamburilor însoţită de o simultană mărire a intensităţii cîmpului magnetic este recomandată ca avînd un efect foarte bun asupra purităţii concentratelor. Totuşi se atrage atenţia asupra existenţei unei viteze critice ce nu trebuie depăşită şi la care forţa de atracţie pe tambur este echilibrată de forţa centrifugă ce acţionează asupra particulelor. Separarea uscată este considerată ca mult mai eficientă decît cea umedă.

* * *: **Perforatorul tip P. Konderovski,** Promîşlenno-Ekonomiceskaia Gazeta, nr. 16 1958.

In industria minieră din Primorie (U.R.S.S.) se folosesc noile perforatoare construite de inventatorul sovietic P. Konderovski. Perforatorul „Konderovski—3", destinat pentru sondaje adînci în roci dure şi cu duritate medie poate atinge o adîncime de 50 m.

Folosirea noului perforator este foarte comodă. Datorită transportului uşor şi montajului rapid al perforatorului se obţine o economie de timpi auxiliari.

Szuttor T.: **Principiile de măsurare a temperaturii rocilor,** Rudy, 5 (1957), nr. 9, pag. 312—316.

Autorul face o trecere în revistă a dispozitivelor de măsurat presiunea rocilor, descriind termometrul sovietic K-47 ce are precizia de ±0,2°C, intervalul de măsurători fiind cuprins între —4,8°C şi +83,5°C, greutatea sa fiind de 4,7 kg.

In continuare autorul descrie tehnica măsurătorilor de temperatură în mină, modul de batere a găurilor şi de plasare a termometrelor speciale.

* * *: **Lucrările ştiinţifice ale studenţilor,** Promîşlenno-Ekonomiceskaia Gazeta, nr. 15, 1958.

La Institutul de mine din Dnepropetrovsk, care este cel mai vechi în Ucraina, peste 1200 studenţi se ocupă cu lucrări ştiinţifice de cercetare în vederea elaborării noilor mijloace tehnice, destinate industriei miniere şi carbonifere, precum şi cu perfecţionarea proceselor tehnologice de extracţie a minereurilor.

Studentul P. Trofimenko din ultimul an al Institutului a elaborat proiectul unui agregat de înaltă productivitate, prevăzut cu telecomandă. Agregatul este destinat pentru extracţia cărbunelui din straie subţiri cu cădere mare şi este alcătuit din cîteva pluguri rapide pentru cărbune tip DGI, suspendate pe cablul de oţel de la un troliu electric automatizat. Cu ajutorul instalaţiei abatajul poate fi înaintat într-o zi cu 6 metri. Productivitatea muncii minerilor va creşte de 3—4 ori.

O declaraţie a profesorului Frédéric Juliot-Curie

(Urmare din pag. 249)

ţări şi de a crea un climat favorabil soluţionării şi a altor probleme ale unei dezarmări reale. Refuzul de a merge pe această cale este, desigur, contrar sentimentelor opiniei publice internaţionale.

O şedinţă a Conferinţei Militare a Consiliului NATO va fi consacrată instalării rampelor de lansare a rachetelor atomice pe teritoriul mai multor ţări din Europa Occidentală.

Aceste măsuri nu corespund nici voinţei de pace a tuturor popoarelor şi nici actualei situaţii internaţionale. Iniţiative, ca planul Rapacki, pentru crearea în Europa a unei zone lipsite de arme atomice, discuţiile prealabile în vederea convocării unei Conferinţe la nivelul cel mai înalt, cum şi hotărîrea sovietică de încetare unilaterală a experienţelor nucleare, au contribuit la îmbunătăţirea situaţiei internaţionale. In aceste condiţii, nu trebuie făcut nici un gest şi nu trebuie luată nici o măsură, care ar putea compromite şi reduce şansele unor tratative.

Este reconfortant să vedem cu cîtă forţă popoarele îşi exprimă astăzi dorinţa lor de pace. Să continue să-şi întărească şi mai mult acţiunile şi vor obţine din partea oamenilor de stat interzicerea oricărei politici bazate pe forţă, cum şi o deliberată orientare către tratative, dezarmare şi colaborare.

Paris, 12 aprilie 1958

FREDERIC JOLIOT-CURIE

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Industriei Grele — Departamentul Cărbune și Minereuri și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere). Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 3.07.30 și 3.57.28. — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual — Prețul unui exemplar: lei 5.

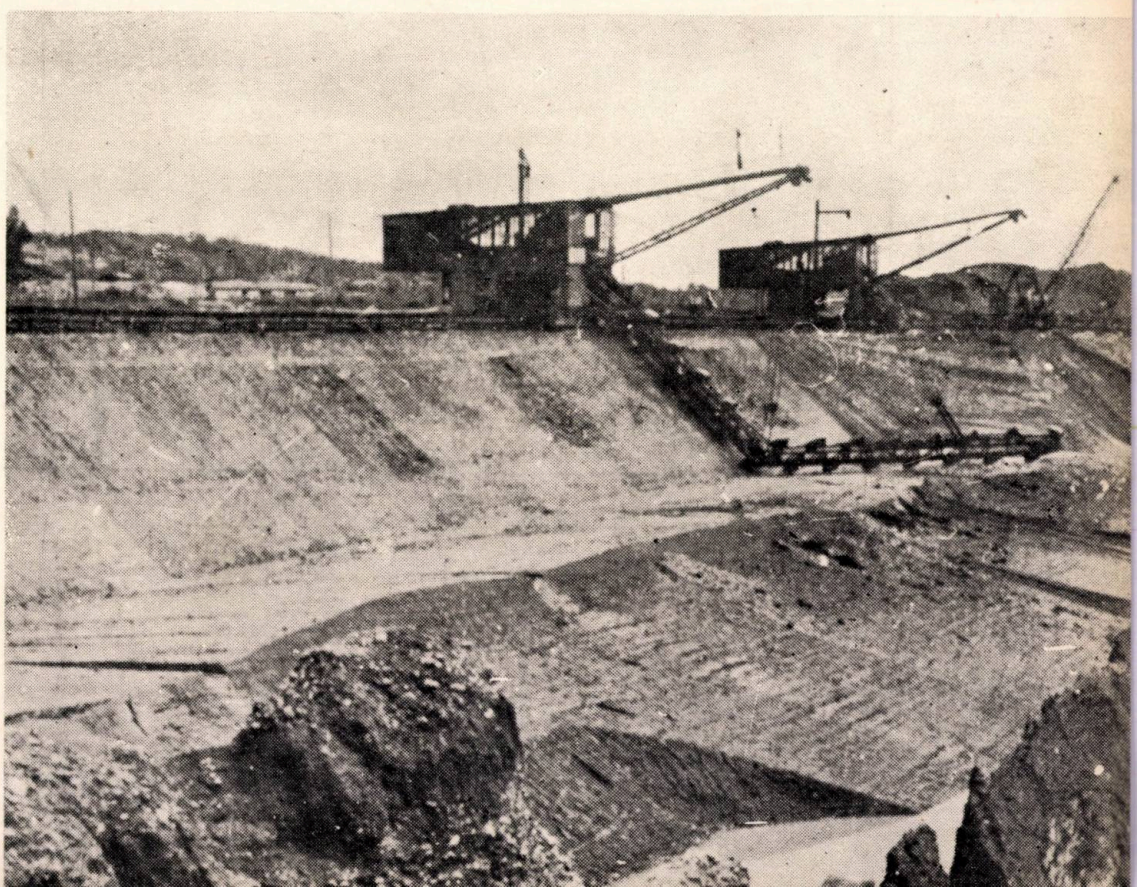
E 1433

KAT

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
OBMEN - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA

Revista MINELOR

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA



7
1958
ASIT

Iulie
1958
Anul IX
Nr. 7

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R., AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE — DEPARTAMENTUL CĂRBUNE ȘI MINEREURI ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

SUMAR

pag.

* * *: **Ridicarea nivelului activității cercurilor ASIT** (Concluziile Consfătuirii Biroului Consiliului Central ASIT cu conducerea filialelor ASIT) . . 295—296

Raio Dimitrov: **Date asupra geologiei regiunii miniere Madan** . . . . 297—308

Coriolan Stoica: **Hidrocarburile zăcămintelor de cărbuni din bazinul Petroșani** 309—316

Letu Nicolae, Nagy Bela și Tot Sabin: **Considerații asupra raționalizării operațiilor la săparea lucrărilor miniere orizontale în minele din Valea Jiului** 316—327

Ionescu M. N.: **Substanțe humice din cărbune. Prepararea, însușirile și rolul substanțelor humice la formarea și tehnologia cărbunilor** 328—332

DOCUMENTARE

Coperta noastră: **Aspect de la I. M. Rovinari, descopertarea lignitului cu ajutorul elindelor**

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1883

REVISTA MINELOR

ANUL IX — Nr. 7 — IULIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

Райо Димитров: **Данные по геологии горнорудного района Мадан (Болгария).** На основе геологических работ, проведенных в течение 1948—1956 гг., ряд геологов представил новые данные в связи с геологической структурой района Мадан. На основе этих данных автор составил в 1957 г. новую геологическую карту района в масштабе 1 : 25.000. Пользуясь данными исследований и рядом личных наблюдений, указанных в литературе (6,7,10,16,17,20) автор дает краткое описание геологии горнорудного района Мадан (Болгария).
Revista Minelor (1958), № 7. стр. 297—308.

Кориолан С: **Углеводороды угольных месторождений бассейна Петрошань.** Указывается, что из 7-ми существующих литологических горизонтов производственным является горизонт I, включающий мощные пласты годного для разработки угля. Рассматриваемый горизонт включает также генетически связанные с ним углеводородные газы и жидкие углеводороды, не являющиеся предметом разработки. Выделение углеводородов в шахтном пространстве требует применение предварительной дегазификации в целях предупреждения взрывов.

Отмечается, что наиболее эффективными способами дегазификации являются мелкие шпуры, проведенные в подземных выработках, подземные галлереи и газовые скважины, пробуренные с поверхности.
Revista Minelor (1958), № 6, стр. 309—316.

Лецу Н., Наги Б., Тот С: **К вопросу рационализации работ при проходке горизонтальных выработок в шахтах Долины Жиу:** Автор приводит ряд данных по шахтам Долины Жиу в связи со скоростью горизонтальной проходки, непосредственно связанных с бурением шпуров в породе. Проводится сравнение между показателями достигнутыми в Румынии и за рубежом.
Revista Minelor (1958), № 7, стр. 316—327.

Ионеску М. Н.: **Гуминовые вещества в углях. Обогащение, свойства и роль гуминовых веществ в процессе образования и в технологии угля.** Автор обращает внимание на то, что гуминовые вещества, т. е. гуминовые кислоты и гумины являются основными компонентами ископаемых углей. Несмотря на многочисленные исследования в данной области, степень их изученности является пока неудовлетворительной, вследствие чего рассматриваемый вопрос остается открытым до его исчерпывающей разработки.
Revista Minelor (1958), № 7, стр. 328—332.

CONTENTS

Raio Dimitrov: **Concerning the geology of Madan collieries region (Bulgaria).** After the geological exploitation works achieved between 1948—1956 several geologists have presented new data on geological structure of Madan region. In 1957 the author based on these data fulfilled a new geological map of the region at 1 : 25 000 scale. Taking into account the data of these surveys and some new personal observations quoted at the references (6, 7, 10, 16, 17, 20) it briefly presented the geology of Madan collieries region (Bulgaria).
Rev. Minelor no. 7/1958, page 297—308.

Coriolan S.: **Hydrocarbides of coal deposits from Petroşani region.** The study shows that from seven levels only the first one is productive, having important workable coal strata. Within this horizon there are also the genetically connected liquid and gaseous hydrocarbides which are not worth to be worked.

The emitted gas has to be previously evacuated avoiding thus the gas-rush. The author shows the most efficient methods by which we avoid the gas-rush, such as: boring at small depths in the tunnel, the drifts and the de-gasification sounds dug from the surface.
Rev. Minelor no. 7/1958, page 309—316.

Leţu N., Nagy B., Tot S.: **On rationing of the horizontal pit drilling at Jiu Valley collieries.** It presents the data concerning the speed of monthly advance at Jiu Valley collieries closely linked with the problem of holes drilling in sterile, showing a parallel between the indices got in our country as compared with those got abroad.
Rev. Minelor no. 7/1958, page 316—327.

Ionescu M. N.: **Clay substances from coal. Dressing, properties and the role of clay substances at coal formation and the coal technology.** It draws the attention on clay substances, that is humic acids and humins which are the basic substances in natural coal. They are not completely studied in spite of many surveys made so that the testing and surveys are to be continued.
Rev. Minelor no. 7/1958, page 328—332.

INHALTSVERZEICHNIS

Raio Dimitrov: **Angaben über die Geologie des Bergbaubezirks von Madan (Bulgarien).** Infolge der zwischen 1948—1956 durchgeführten geologischen Schürfarbeiten sind von mehreren Geologen Auskünfte über die geologische Struktur des Bezirks von Madan erteilt worden. Im 1957 hat der Verfasser mit Hilfe dieser Angaben eine neue geologische Karte 1:25.000 des Bezirks aufgebaut. Der Aufsatz enthält ebenfalls eine kurze Übersicht auf die Geologie des Bezirks von Madan sowie einige persönliche Bemerkungen des Verfassers.
Revista Minelor Nr. 7/1958 S 297—308.

Coriolan S.: **Die Kohlenwasserstoffe in dem Kohlenbecken von Petroşani.** Von den sieben geologischen Horizonten des Kohlenbeckens von Petroşani, führt nur der 1. Horizont wichtige abbauwürdige Kohlenflöze. An diesem Horizont genetisch verbunden, kommen auch gasförmige und flüssige Kohlenwasserstoffe vor, die aber nicht der Gewinnung wert sind. Die wegen der Ausströmung dieser Kohlenwasserstoffe in den Grubenräumen entstandene Explosionsgefahr macht eine Vorentgasung der kohlenwasserstoff-führenden Schichten notwendig. Als wirksamste Entgasungsmethoden werden von dem Verfasser die unterirdischen Strecken selbst, die von der Streckensohle in kleinen Teufen sowie die von der Tagesoberfläche aus hergestellten Bohrungen angegeben.
Revista Minelor Nr. 7/1958 S 309—316.

Leţu N., Nagy B., Tot S.: **Betrachtungen über die Rationalisierung der Streckenvortriebsarbieten in den Kohlengruben von Valea Jiului.** In dem Aufsatz sind die in den Kohlengruben von Valea Jiului erreichten monatlichen Vortriebsgeschwindigkeiten in Bezug auf das Problem der Herstellung von Gesteinsbohrlöchern zusammengestellt. Zum Vergleich sind auch die im Auslande beim schnellen Streckenvortriebe erzielten Ergebnisse wiedergegeben.
Revista Minelor Nr. 7/1958 S 316—327.

Ionescu M. N.: **Die Kohlenhumusstoffe. Aufbereitung, Eigenschaften und die Rolle der Humusstoffe bei der Bildung und in der Technologie der Kohle.** Die Humusstoffe, d. h. die Humussäure sowie die Humine, die als Grundsubstanzen der natürlichen Kohle gelten, sind, trotz zahlreicher Forschungsarbeiten, noch nicht vollkommen bekannt. Neue systematische Forschungen auf diesem Gebiet sind erforderlich.
Revista Minelor Nr. 7/1958 S 328—332.

SOMMAIRE

Raio Dimitrov: **Des données sur la géologie de la région minière de Madan (Bulgarie).** A la suite des travaux géologiques d'exploration effectués entre 1948—1956, plusieurs géologues ont présenté de nouvelles informations sur la structure géologique de la région de Madan. En 1957, basé sur ces informations, l'auteur a composé une nouvelle carte géologique 1 : 25.000 de cette région. On fait ensuite une courte présentation de la géologie de la région de Madan ainsi que quelques observations personnelles.
Rev. Minelor no. 7/1958, p. 297—308.

Coriolan S.: **Les hydrocarbures des gisements de charbon du bassin de Petroşani.** Après avoir étudié les sept horizons géologiques du bassin de Petroşani, l'auteur arrive à la conclusion que l'horizon 1 est productif et contient des couches importantes de charbon exploitables. Dans cet horizon il y a aussi des hydrocarbures gazeux et liquides, génétiquement liés à cette formation, mais qui ne sont pas exploitables. Le dégagement des hydrocarbures dans la mine implique un dégazage préalable pour éviter les explosions. D'après l'auteur, les méthodes les plus efficaces de dégazage sont les sondages à faible profondeur exécutés dans la mine, les galéries, ainsi que les sondes à gaz percées à partir de la surface.
Rev. Minelor no. 7/1958, p. 309—316.

Leţu N., Nagy B., Tot S.: **Des considérations sur la rationalisation des travaux au creusement des galéries dans les mines de charbon de Valea Jiului.** L'auteur présente une série de chiffres sur les vitesses mensuelles d'avancement obtenues dans plusieures mines de Valea Jiului, en les rapportant au problème de la perforation des trous de mine dans la roche. On fait aussi une comparaison avec les résultats obtenus à l'étranger.
Rev. Minelor no. 7/1958, p. 316—327.

Ionescu M. N.: **Les substances humiques dans le charbon. La préparation, les propriétés et le rôle des substances humiques dans la formation et dans la technologie du charbon.** On attire l'attention sur le fait que les substances humiques (les acides humiques ainsi que les humines) qui sont des substances de base dans les charbons naturels, ne sont pas entièrement connues, en dépit des nombreuses recherches faites dans ce but. Des nouvelles recherches sont indispensables pour élucider définitivement ce problème.
Rev. Minelor no. 7/1958, p. 328—332.

Ridicarea nivelului activității cercurilor A.S.I.T.

(Concluziile Consfătuirii Biroului Consiliului Central A.S.I.T. cu conducerea filialelor A.S.I.T.)

In zilele de 6 și 7 iunie a. c., a avut loc la Orașul Stalin o consfătuire a Biroului Consiliului Central în problemele activității cercurilor A.S.I.T.; pe lîngă membrii Biroului A.S.I.T., la consfătuire au luat parte președinți sau delegați ai filialelor A.S.I.T. regionale, comitetul filialei A.S.I.T. Stalin, cum și președinții unor cercuri A.S.I.T. mai importante din regiunea Stalin.

In cadrul consfătuirii, s-a dezbătut problema ridicării nivelului activității cercurilor A.S.I.T. care, fiind organizațiile tehnico-științifice cele mai corespunzătoare ale inginerilor și tehnicienilor, sînt chemate să-i atragă și ele la traducerea în viață a principalelor obiective stabilite la Congresul al II-lea al partidului privind dezvoltarea economiei naționale și ridicarea nivelului cultural și material de viață al oamenilor muncii.

În mod deosebit, ultimul Congres A.S.I.T. a atras atenția asupra activității verigii de bază a Asociației, cercul A.S.I.T., cerînd dezvoltarea cu precădere a activității voluntare a inginerilor și tehnicienilor în cercurile A.S.I.T. din întreprinderi și instituții, astfel încît ele să contribuie nemijlocit la perfecționarea producției industriale și agricole, la îmbunătățirea pregătirii tehnice a membrilor A.S.I.T. și a muncitorilor.

De la cel de-al II-lea Congres A.S.I.T., activitatea în Asociație a înregistrat o evidentă dezvoltare, caracterizată atît prin creșterea numărului de manifestări în cercuri filiale și la Consiliul Central, cît și prin exigența sporită privind nivelul științific al manifestărilor și eficacitatea lor; apariția unor forme noi de activitate și lărgirea sferei de activitate dovedesc inițiativa organizațiilor A.S.I.T., orientarea lor justă în alegerea problemelor și găsirea celor mai potrivite forme de rezolvare.

Paralel cu dezvoltarea activității de specialitate, tot mai multe sînt organizațiile A.S.I.T. care se preocupă să convingă membrii Asociației de înaltele îndatoriri ce revin inginerilor și tehnicienilor în construcția socialistă a țării, de importanța muncii lor pentru înfăptuirea vieții noi și înflorirea patriei noi socialiste.

1. Se evidențiază numeroase inițiative valoroase în activitatea cercurilor A.S.I.T.; consfătuirile și sesiunile tehnico-științifice dovedesc în mod deosebit capacitatea de mobilizare și competența cercurilor A.S.I.T. în dezbaterea celor mai importante probleme ale producției, ca și în stimularea largă a activității de studiu și cercetare în producție; se întărește astfel tot mai mult convingerea că locul cel mai potrivit de activitate al inginerilor și tehnicienilor este cercul A.S.I.T., care poate cel mai bine cuprinde forța creatoare a membrilor A.S.I.T.; tocmai de aceea consfătuirea a insistat să se îndrepte principala grijă a filialelor și secțiilor de specialitate către cercurile A.S.I.T.

Sesiunile tehnico-științifice ale cercurilor A.S.I.T. din întreprinderi au căpătat de la început semnificația unui bilanț al rezultatelor obținute de ingineri și tehnicieni în activitatea lor pentru perfecționarea continuă a tehnicii și organizării producției; deoarece stimulează și întreține interesul cadrelor tehnice pentru cercetare și studii, ele au stîrnit interesul cercurilor A.S.I.T., care au trecut la organizarea lor; grăitor este faptul că numărul cercurilor A.S.I.T. care s-au angajat pînă în prezent să organizeze sesiuni tehnico-științifice este de peste o sută.

Consfătuirea, subliniind importanța organizării sesiunilor tehnico-științifice ca o formă specifică de activitate în Asociație, a cerut comitetelor cercurilor să acorde cea mai mare grijă bunei pregătiri a sesiunilor, realizării unui înalt nivel tehnico-științific al dezbaterilor.

În activitatea lor, cercurile A.S.I.T. trebuie să se sprijine și pe contribuția cadrelor tehnice medii (maiștri, tehnicieni etc.), atrăgîndu-le în consfătuiri și sesiuni tehnico-științifice și ajutîndu-le să-și completeze pregătirea practică cu cît mai multe cunoștințe teoretice. Membrii A.S.I.T. — tehnicieni, maiștri, fruntași în producție și inovatori — trebuie să găsească, în principal, în cercurile A.S.I.T., ajutor în activitatea lor, posibilitatea ridicării pregătirii lor tehnice.

2. Consfătuirea de la Constanța a fruntașilor și lucrătorilor din sectorul socialist al agriculturii, privind consolidarea și dezvoltarea sectorului socialist al agriculturii și sporirea producției agricole, a cerut tuturor forțelor tehnice din industrie și agricultură să acorde tot sprijinul științific, tehnico-organizatoric și material, astfel încît sectorul socialist al agriculturii să se întărească și să se dezvolte, în felul acesta acordîndu-se un avînt continuu în creșterea producției agricole.

Cercurile A.S.I.T. din agricultură sînt chemate să-și organizeze în așa fel activitatea, încît să ridice în permanență nivelul tehnic al muncilor agricole, să extindă experiența înaintată, să valorifice rezultatele cercetărilor.

Pentru cercurile A.S.I.T. agricole raionale, sesiunile tehnico-științifice vor fi un prilej minunat de schimb de experiență și de cunoaștere a cercetărilor și rezultatelor din institute, stații experimentale, case-laborator, cîmpuri experimentale și loturi demonstrative; sesiunile tehnico-științifice ale cercurilor A.S.I.T. din agricultură se pot organiza cel mai bine în cadrul „Zilei agronomului", așa cum s-a reușit pînă în prezent în unele regiuni ale țării.

3. În condițiile actuale ale lărgirii drepturilor și competințelor întreprinderilor, capătă tot mai multă importanță folosirea inițiativei și priceperii oamenilor muncii la conducerea și organizarea producției, prin consfătuirile de producție.

Participarea inginerilor și tehnicienilor la consfătuirile de producție este o îndatorire primordială, deoarece dă ocazia acestora să-și întărească rolul de conducători și organizatori ai producției și să rezolve cît mai favorabil, cu sprijinul muncitorilor, problemele producției.

Congresul al II-lea A.S.I.T. a cerut însă cercurilor A.S.I.T. să participe, și ca organizații, activ la consfătuirile de producție, să studieze și să facă în consfătuiri propuneri îndreptate spre perfecționarea producției să acorde o mai mare parte din activitate îndeplinirii cerințelor exprimate în consfătuirile de producție.

Sînt unele cercuri A.S.I.T. ca, de exemplu, cele de la fabrica „Țesătura" și Atelierele C.F.R. „Ilie Pintilie"-Iași, care — împreună cu organele sindicale și administrative — au organizat consfătuiri de producție pe secții sau sectoare, în care s-au discutat și stabilit măsuri pentru problemele care au format obiectul

consfătuirilor de producţie; totuşi, pînă în prezent, participarea cercurilor A.S.I.T. la consfătuirile de producţie este sporadică şi nesistematică; este de datoria comitetelor de filială să îndrumeze cercurile A.S.I.T. să acorde o mare atenţie consfătuirilor de producţie, astfel încît rolul şi eficacitatea acestora să crească.

Participarea cercurilor A.S.I.T. la consfătuirile de producţie trebuie să fie efectivă; cercurile A.S.I.T. — împreună cu organele sindicale şi administrative — să stabilească problemele ce vor face obiectul consfătuirilor de producţie, să le studieze cu răspundere, să prezinte în consfătuiri cele mai întemeiate soluţii şi să colaboreze la aplicarea practică a hotărîrilor luate.

Prezenţa cercurilor A.S.I.T. la consfătuirile de producţie constituie un prilej în plus de mobilizare a inginerilor şi tehnicienilor pentru dezvoltarea întreprinderilor, pentru cele mai bune rezultate în activitatea de producţie.

Aşa cum s-a accentuat şi în Congresul al II-lea A.S.I.T., deosebit de pregătirea de specialitate, inginerii şi tehnicienii trebuie să-şi ridice şi nivelul cunoştinţelor economice, deoarece numai îmbinînd soluţiile tehnice cu cerinţele economice, activitatea de proiectare, cercetare şi producţie va duce la rezultate favorabile dezvoltării economiei naţionale şi intereselor oamenilor muncii.

Pentru dezvoltarea mişcării de inovaţii, s-a arătat că cercurile A.S.I.T. trebuie să sporească grija faţă de inovatori, acordîndu-le sprijin mult mai larg şi — totodată să stimuleze preocuparea spre inovaţii, mai ales a tineretului din întreprinderi; legat de activitatea nesatisfăcătoare a unor cabinete tehnice, s-a făcut propunerea ca acestea să treacă în grija cercurilor A.S.I.T. şi să devină adevărate focare de propagandă tehnică.

4. O bogată activitate au desfăşurat cercurile A.S.I.T. pentru ridicarea pregătirii tehnice a inginerilor, tehnicienilor şi muncitorilor, sarcină care — în condiţiile actuale ale progresului uimitor al ştiinţei şi tehnicii — capătă o importanţă vitală; este îmbucurător faptul că tot mai multe cercuri A.S.I.T. desfăşoară o susţinută acţiune pentru cunoaşterea realizărilor ştiinţei şi tehnicii mondiale şi din ţara noastră, a experienţei înaintate a întreprinderilor şi colectivelor fruntaşe, a realizărilor regimului nostru de democraţie populară; aceasta nu poate decît să ajute activităţii inginerilor şi tehnicienilor, să întărească în conştiinţa acestora sentimentul mîndriei patriotice, încrederea în orînduirea democrat-populară şi măreţia răspunderilor ce le revin, ca participanţi activi la construcţia socialistă.

Răspunderi însemnate revin cercurilor A.S.I.T. faţă de inginerii şi tehnicienii tineri; aceştia trebuie înconjuraţi cu căldură şi ajutaţi să-şi completeze pregătirea profesională, să-şi însuşească arta conducerii şi organizării cît mai bune a producţiei şi a muncii, să se lege de întreprinderi, să devină cadre tehnice înaintate, de nădejde.

Consfătuirea a evidenţiat rolul deosebit pe care trebuie să-l aibă cercurile A.S.I.T. în ridicarea nivelului politico-ideologic al inginerilor şi tehnicienilor. Cercurile A.S.I.T. trebuie să insufle fiecărui inginer şi tehnician dragoste faţă de muncă şi întreprindere, încredere în politica partidului şi statului nostru, să întărească convingerea în superioritatea orînduirii socialiste, să transforme în patriot înflăcărat pe fiecare inginer şi tehnician. Pentru aceasta, cercurile A.S.I.T. sînt datoare să orienteze întreaga lor activitate în aşa fel, încît ea să răspundă marilor sarcini puse de partid şi guvern.

5. Ţinînd seamă de volumul şi calitatea activităţii, consfătuirea a subliniat rolul important al comitetelor de cerc, astfel încît acestea să orienteze just activitatea voluntară a inginerilor şi tehnicienilor şi s-o organizeze în aşa fel încît ea să ducă la contribuţii concrete în activitatea întreprinderilor şi a instituţiilor; sarcina de onoare şi de răspundere a conducerii activităţii cercurilor A.S.I.T. trebuie încredinţată inginerilor şi tehnicienilor celor mai valoroşi, cu prestigiu, cinstiţi, legaţi de cauza clasei muncitoare, militanţi pe tărîmul progresului tehnic şi încrezători în triumful socialismului.

Adunările generale ale cercurilor A.S.I.T. constituie prilejuri potrivite pentru aprecierea rezultatelor activităţii membrilor A.S.I.T., evidenţierea acelor ingineri şi tehnicieni care se achită cu competenţă şi devotament de sarcinile ce le revin, cum şi pentru criticarea acelora care participă insuficient la preocupările întreprinderilor. Adunărilor generale anuale ale cercurilor A.S.I.T., care vor avea loc în toamna acestui an, le revine îndatorirea alegerii unor asemenea comitete, care să ridice autoritatea cercurilor A.S.I.T. în întreprinderi şi să le aducă în situaţia de a contribui activ la soluţionarea problemelor producţiei.

6. În mod just a reieşit din consfătuire că de ridicarea nivelului activităţii cercurilor A.S.I.T. este legată creşterea participării Asociaţiei la rezolvarea problemelor importante ale construcţiei socialiste din ţara noastră, concluzie care rezultă firesc din acordarea celei mai mari griji şi atenţii activităţii cercurilor A.S.I.T.

Punînd accentul pe grija ce trebuie acordată vieţii proprii a cercurilor A.S.I.T., a reieşit — totodată — importanţa îndrumării şi sprijinirii atente a activităţii acestora, atît de către comitetele filialelor, cît şi de către secţiile de specialitate, astfel încît cercurile A.S.I.T. să se afirme în întreprinderi ca organizaţii competente în promovarea progresului tehnic.

Cercurile A.S.I.T. să fie sprijinite cu conferenţiari din centre importante, să facă schimb de conferenţiari, să stabilească legături cu institutele de cercetări, iar în rezolvarea unor probleme dificile ale producţiei să primească ajutorul celor mai buni specialişti.

7. Din consfătuire a rezultat influenţa pozitivă pe care o au revistele A.S.I.T. în activitatea inginerilor şi a tehnicienilor. Unele reviste publică însă material prea teoretic, realizările din producţie şi experienţa înaintată fiind prea puţin oglindite în cuprinsul lor; de asemenea, la unele reviste, numărul autorilor din institutele de cercetări şi organizaţii centrale depăşeşte pe al acelora din producţie. Această situaţie se explică atît prin faptul că membrii A.S.I.T. din producţie nu colaborează activ la reviste — deşi au fost în repetate rînduri solicitaţi — cît şi prin preferinţele unor comitete de redacţie pentru autorii din Bucureşti.

Consfătuirea biroului Consiliului Central A.S.I.T. cu conducerea filialelor A.S.I.T. a îndreptat încă o dată atenţia către problema cercurilor A.S.I.T., problema principală a Asociaţiei; a scos în evidenţă marile posibilităţi ce există pentru ridicarea nivelului activităţii cercurilor A.S.I.T., posibilităţi care — folosite — vor duce la un avînt neîntrerupt în Asociaţie, la sporirea contribuţiei patriotice a inginerilor şi tehnicienilor pentru construcţia socialismului în R.P.R.

Delegaţii la consfătuire au participat şi la lucrările primei sesiuni tehnico-ştiinţifice a cercului A.S.I.T. de la Uzinele de tractoare „Ernst Thälmann" din Oraşul Stalin. Sesiunea a confirmat întru totul tezele dezbătute în consfătuire privind capacitatea tehnică şi organizatorică a cercurilor A.S.I.T. şi posibilităţile reale ale acestora de a organiza manifestări tehnico-ştiinţifice de prestigiu.

S-a vizitat, de asemenea, şantierul Trustului 5 construcţii — Oraşul Stalin, unde se experimentează construcţii de locuinţe din beton monolit turnat în tipare de aliaj de aluminiu; la rezolvarea diferitelor probleme ale acestei noi tehnologii de construcţii, un sprijin efectiv l-au dat numeroşi specialişti din toate ramurile, mobilizaţi de M.C.M.C. şi Filiala A.S.I.T. Stalin.

În încheierea consfătuirii, toţi participanţii au vizitat Muzeul castelului Bran.

Este regretabil că de la lucrările consfătuirii au absentat reprezentanţi ai comitetelor filialelor Cluj, Craiova, Oradea şi Suceava, iar comitetele filialelor Timişoara şi Piteşti nu au trimis reprezentanţi competenţi; poziţia acestor comitete de filială nu poate să servească activităţii asociaţiei şi creşterii ei.

Date asupra geologiei regiunii miniere Madan

Dr. Raio Dimitrov — Bulgaria

În anii primului și ai celui de-al doilea plan cincinal dezvoltarea industriei socialiste din R. P. Bulgaria a pus în fața tinerei geologii importante sarcini. Una dintre acestea a fost și asigurarea industriei extractive cu rezerve de minereuri neferoase. Această sarcină a fost îndeplinită cu succes, datorită introducerii metodelor sovietice de prospectare și explorare a substanțelor minerale utile.

Pentru realizarea dezideratului arătat, atenția geologilor s-a îndreptat asupra părții de sud a Munților Rodopi, spre regiunea minieră Madan, avînd cea mai mare perspectivă. Înainte de 1950 în această regiune au fost executate lucrări de explorare preliminară și detaliată, pe baza cărora s-au determinat importante rezerve de minereuri complexe. Aceste rezerve au condus în anul 1950 la înființarea unei societăți miniere bulgaro-sovietice „Gorubso", care a adus un aport însemnat în dezvoltarea industriei miniere socialiste. În prezent, regiunea Madan este una dintre cele mai importante regiuni miniere din Bulgaria.

Date asupra alcătuirii geologice a regiunii Madan apar în lucrările lui G. Boncev, L. Vancov [2], G. Uffer [29] W. Petraschek [28] și K. Constantinov [12].

În urma lucrărilor geologice de explorare, între anii 1948—1956, P. S. Marcov și colaboratorii [16, 17], C. V. Moruşin și colaboratorii [21], T. T. Matrenițchi și colaboratorii [22], H. A. Ghenin și colaboratorii [3, 4, 5, 6, 7], G. I. Malmatin și colaboratorii [15], M. I. Mihov și colaboratorii [19, 20], N. Ștefanov și colaboratorii [11], P. G. Saloc și colaboratorii [23], N. F. Soloviev și colaboratorii [24, 25], B. Trifonov și colaboratorii [26] au prezentat date noi asupra structurii geologice a regiunii Madan. Pe baza acestor date, în anul 1947 a fost alcătuită de autor [20] o nouă hartă geologică a acestei regiuni, la scara 1:25 000.

Luînd în considerare datele acestor cercetări și unele dintre observațiile noastre [6, 7, 10, 16, 17, 20], prezentăm rezumativ geologia regiunii miniere Madan.

La alcătuirea ei geologică iau parte roci metamorfice, sedimentare și eruptive. Cea mai mare răspîndire o au rocile metamorfice, care după gradul lor de metamorfism și poziția lor stratigrafică se împart în două serii ; una inferioară, cu un metamorfism avansat (M_1) și alta superioară, cu un metamorfism mai slab (M_2).

Seria metamorfică inferioară, care după Str. Dimitrov [8], corespunde complexului inferior (C_1), cuprinde trei subdiviziuni (complexe) considerate de sus în jos.

1. *Complexul gnaiselor granitice și al gnaiselor granitizate*, cuprinzînd : 1. Gnaise granitice cu două mice. 2. Gnaise granitice cu biotit. 3. Gnaise granitice cu muscovit. 4. Gnaise biotitice granitizate. 5. Gnaise cu două mice, granitizate.

II. *Complexul gnaiselor biotitice cu granulație fină cuprinzînd :* 1. Gnaise cu amfiboli și biotit. 2. Gnaise biotitice fine cu intercalații de gnaise oculare.

III. *Complexul gnaiselor de injecție*, cuprinzînd : 1. Calcare cristaline. 2. Amfibolite. 3. Gnaise biotitice și amfibol-biotitice cu intercalații de gnaise feldspatizate, granatifere sau grafitoase. 4. Calcare cristaline. 5. Amfibolite. 6. Gnaise pegmatitizate cu intercalații de amfibolite și calcare cristaline. 7. Gnaise cu două mice cu intercalații de gnais muscovitic. 8. Gnaise biotitice cu intercalații de aplite și pegmatite. 9. Calcare cristaline. 10. Amfibolite. 11. Gnaise biotitice conținînd intercalații de pegmatite.

Seria inferioară intens metamorfozată

1. *Gnaise granitice și gnaise granitizate.*

Rocile complexului inferior (considerat de V. D. Cozlov drept complexul superior) se întîlnesc în partea de nord-est a regiunii (localitățile Dolnii, Rudozem, Srednogorți, Madan, Șarenca și Pecinsc). Ele se urmăresc și în partea de sud-est a regiunii, la est de zăcămîntul Straşimir, pe valea rîului Gindiursc, în zona zăcămîntului Laicov Ciucar, a zăcămîntului Petrovița de sud și Belevița, figurînd pe harta lui V. D. Cozlov [23] sub denumirea de gnaise cu granulație fină.

Aceleași roci se întîlnesc — sub formă de intercalații — în gnaisele de injecție din complexul superior, zona zăcămintelor Șahonița și anume, în Vîlci Kamîc și Cepinți, fiind deranjate de injecțiile pegmatitice și aplitice.

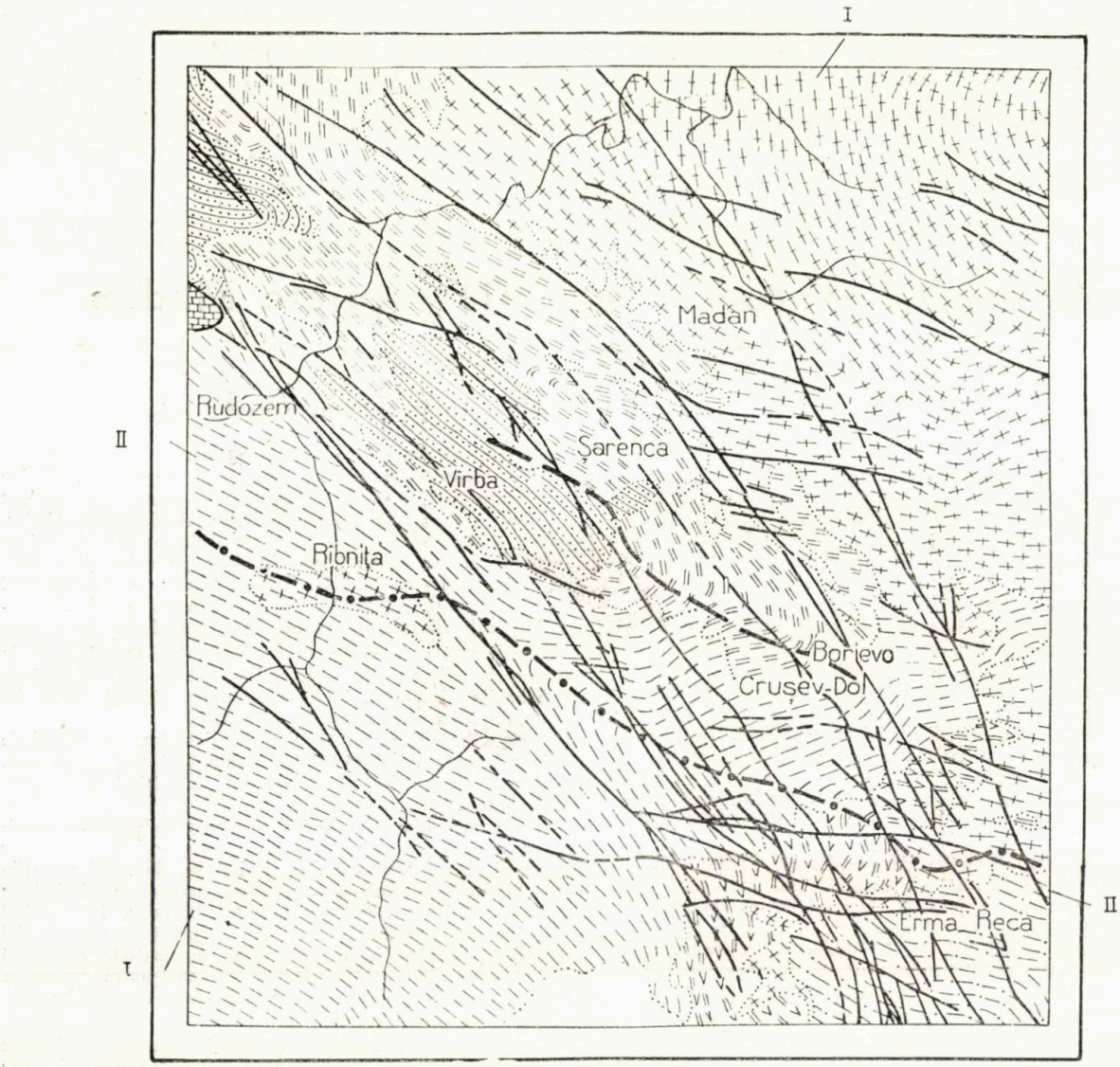
Gnaisele granitice sînt roci cenușii deschise, cu granulație medie ori fină, avînd compoziție granitică și textură șistoasă. Pe alocuri, ele prezintă textură masivă, deosebindu-se cu greu de un granit.

După compoziția mineralogică se pot separa gnaise granitice cu două mice, biotitice și muscovitice, cel mai răspîndit fiind gnaisul cu două mice. În gnaisul cu două mice, varietatea biotitică alcătuiește separațiuni neregulate, legîndu-se prin termeni intermediari de gnaisele biotitice, iar gnaisul muscovitic se întîlnește foarte rar (în preajma zăcămîntului Pecensca), alcătuind intercalații reduse în gnaisele cu două mice. Acestea din urmă se întîlnesc în apropierea fracturilor mineralizate, luînd naștere prin transformarea gnaiselor biotitice și a gnaiselor cu două mice.

În aceste roci se întîlnesc, pe alocuri, intercalații filoniene de pegmatite. În preajma acestor intercalații gnaisele granitice apar îmbogățite în microclin, adoptînd uneori textură oculară.

În gnaisele granitice se întîlnesc rareori corpuri lenticulare de roci aplitice cu structură fină granulară, dispuse paralel cu șistuozitatea sau intercalații amfibiotice. La contactul acestora din urmă, gnaisul granitic se îmbogățește în biotit. Gnaisul granitizat are aceeași compoziție mineralogică ca și gnaisul granitic. Foarte des în gnaisele granitizate, se întîlnesc intercalații de gnaise granitice, și invers, în gnaise granitice se întîlnesc gnaise granitizate. Trecerea de la gnaisele granitice la gnaisele granitizate este de regulă continuă, între acestea existînd uneori asemănări evidente. Această trecere de la gnaisul granitizat la gnaisul granitic se realizează prin schimbarea texturii. Primul, cu textură aproape masivă, trece în textură clar șistoasă, paralel cu mărirea conținutului de mică. Gnaisul granitic se deosebește de gnaisul granitizat prin aceea că, în primul, mica este repartizată uniform în masa rocii, iar în cel de-al doilea, se remarcă o repartiție neuniformă a micelor, care se îmbogățesc în anumite nivele dînd rocii un aspect rubanat.

Urmărind raporturile lor spațiale se constată că gnaisele granitizate formează acoperișul gnaiselor granitice, la contactul acestora urmărindu-se gnaise biotitice cu granulație fină și gnaise de injecție. Suprafața de contact dintre ele este înclinată, avînd o poziție discordantă față de șistuozitatea rocilor. Contactul gnaisului granitizat cu gnaisele care intră în alcătuirea celorlalte complexe de deasupra lui, este marcată printr-o intercalație de gnais de grosime redusă, intens cataclazat, pe alocuri milonitizat și cloritizat. În zonele în care



LEGENDA

- Gresie și brecie poligenetice Oligocen
- Calcare cristaline (serie de strate metamorfozate slab cristalizate)
- Gnaise biotitice inechigranulare cu pegmatit de injecțiune
- Gnaise biotitice cu granulație neegală și echigranulare cu intercalații de gnaise pegmatizate și feldspatitizate
- Gnaise biotitice și amfibolo-biotitice, cu intercalațiuni de gnaise feldspatitizat, local conținînd grafit și gramat
- Gnaise biotitice
- Gnaise granitice și gnaise granitizate
- a/ b/ Dislocări tectonice a) urmărite b) presupuse
- 70 Direcția și unghiul de înclinare a dislocărilor tectonice
- Direcția axei anticlinalului principal din Rodopul de sud
- Axa sinclinalului de gradul II
- Linia de dislocare

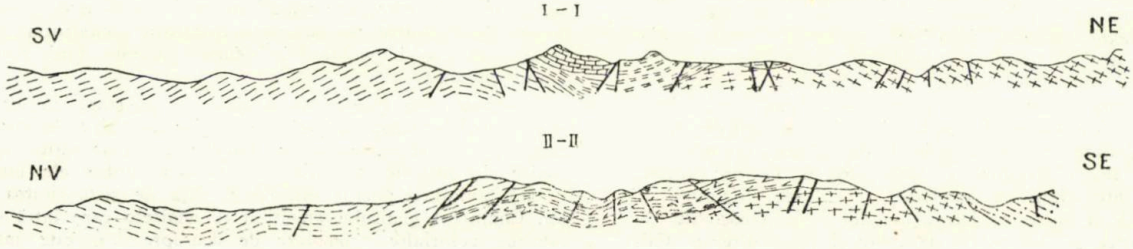


Fig. 1. Schița geologică a regiunii Madan.

gnaisele cataclazate şi granitizate suportă calcare cristaline şi amfibolite, acestea din urmă apar îmbogăţite în epidot.

Pînă nu de mult, gnaisele granitice erau socotite drept roci intrusive. Pe baza datelor obţinute prin ultimele cercetări din regiunea Madan [6, 7, 11, 23, 30] s-a stabilit că ele reprezintă produsul unui proces de granitizare, iar după părerea noastră [6, 10, 20] ele ar reprezenta gnaise biotitice fin granulare, care în partea centrală şi de nord a regiunii apar complet granitizate, sau s-ar putea include în complexul gnaiselor de injecţie.

Prin studiul microscopic al rocilor granitizate se urmăreşte înlocuirea feldspaţilor plagioclazi prin microclin (tabela I şi 2); cloritizarea biotitului, înlocuirea lui prin muscovit şi biotitizarea amfibolului. O altă caracteristică a acestor roci constă în apariţia destul de frecventă a concreşterilor mirmechitice, pe care V. A. Maslenicov [18] le consideră ca apariţii tipice în fenomenul de granitizare. Cu prilejul ultimelor cercetări s-a stabilit prin studii microscopice existenţa a două varietăţi de cuarţ; primul rezultat din transformarea silicei existente în roca sedimentară şi al doilea, care a luat naştere în timpul granitizării (tabela I, fig. 2), o dată cu formarea microclinului şi a unui plagioclaz acid, nou.

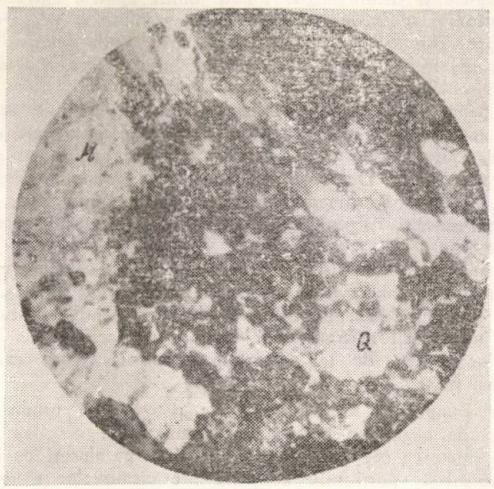


Fig. 2. Gnais granitic cu două mice. Mărit de 37 ori. (Nicol +). Granule mari neregulate de feldspat potasic (M) cu incluziuni de cuarţ (Q).

Apariţia acestor minerale şi structuri confirmă presupunerea că atît gnaisele granitice, cît şi gnaisele granitizate au luat naştere în urma unor procese metasomatice, în care substanţele volatile au jucat un rol hotărîtor.

Pătrunderea soluţiilor, care au favorizat granitizarea, s-a făcut desigur pe direcţiile de minimă rezistenţă, adică paralel cu planele de şistuozitate ori pe crăpături. Aşa se explică de ce în regiunea Madan, trecerea dintre gnaisele granitizate şi formaţiunile de deasupra lor (gnaisele de injecţie) se face treptat şi înclinat faţă de şistuozitatea rocilor (de asemenea contactul corpurilor intrusive).

După datele de analize chimice a diferitelor tipuri de gnaise reiese că în urma procesului de granitizare se realizează o creştere a conţinutului de SiO_2 şi K_2O şi o scădere a conţinutului de CaO, Fe_2O_3 şi MgO. Trebuie relevat că cel mai ridicat conţinut de SiO_2 şi K_2O şi cel mai scăzut conţinut în CaO, MgO şi Fe_2O_3 îl găsim la gnaisul cu două mice, care a fost cel mai intens granitizat. Creşterea conţinutului de silice şi alcalii duce la formarea microclinului şi a cuarţului, care se realizează paralel cu micşorarea conţinutului de calciu, legată desigur de transformarea feldspatului plagioclaz (andezin) din gnaisele biotitice în olioclaz sau albit în gnaisele granitice.

Cloritizarea biotitului din gnaisele granitice şi apoi înlocuirea acestuia prin muscovit este determinată de îndepărtarea fierului şi a magneziului, ceea ce duce la deschiderea culorii rocilor.

Încă nu este lămurită migraţia fierului şi a magneziului în decursul procesului de granitizare. Există părerea că aceste două elemente solubilizate la temperaturi înalte din anumite roci, s-au concentrat ulterior în masa scarnurilor şi a amfibolitelor. Dacă ţinem seama de această teorie, apare explicabilă absenţa calcarelor cristaline în complexul gnaiselor granitice şi apariţia în locul lor a intercalaţiilor lenticulare de amfibolite.

II. Complexul gnaiselor cu granulaţie fină şi granulaţie medie se urmăreşte în partea de sud-est a regiunii Madan, pe văile Erma şi Malca. Este reprezentat, în general, prin gnaise biotitice cu intercalaţii lenticulare sau separaţii neregulate de gnaise amfibol-biotitice şi gnaise cu două mice. Gnaisele biotitice, roci de culoare cenuşie, cu şistuozitate evidentă, pe alocuri rubanate, se caracterizează prin predominarea biotitului, neuniform răspîndit în masa rocii, care-i imprimă o culoare închisă. În aceste roci se urmăresc şi porţiuni feldspatizate cu textură oculară, în care se dezvoltă ochiuri lenticulare sau rotunjite de feldspat, a căror dimensiuni variază între cîţiva milimetri şi 3 cm.

Rocile acestui complex apar injectate cu aplite sub formă de filoane, lentile sau corpuri neregulate.

Gnaisele acestui complex au direcţia vest-nord, vest; cu înclinarea sud-estică de $15-30^0$, uneori chiar de $50-60^0$.

La nord de rîul Erma aceste gnaise trec treptat în gnaise granitizate, iar la nord de zăcămîntul Pecensc ele trec în gnaise granitice.

III. Complexul gnaiselor de injecţie se urmăreşte în partea de sud-vest, vest, nord-vest şi în partea centrală a regiunii Madan, acoperind aproximativ 60% din suprafaţa cercetată. Ele sînt reprezentate prin gnaise biotitice foarte variate, conţinînd intercalaţii lenticulare de amfibolite, calcare cristaline şi scarnuri. S-au stabilit trei orizonturi de calcare cristaline şi amfibolite urmărite aproape pe toată suprafaţa acoperită de acest complex.

Pînă în prezent nu s-a stabilit cu exactitate coloana stratigrafică a regiunii Madan şi nu s-a verificat continuitatea intercalaţiilor de calcare cristaline. Din această cauză nu se poate face corelarea intercalaţiilor din nordul regiunii cu cele din zona zăcămîntului Şarenca şi Baram. Deasupra orizontului de bază, care se sprijină peste gnaisul granitizat, fenomenul de granitizare este slab dezvoltat, ceea ce permite urmărirea cu uşurinţă a limitei inferioare a acestui complex. Probabil că aici sîntem în prezenţa unui fenomen de granitizare selectivă.

Atît gnaisele, amfibolitele, cît şi calcarele cristaline au fost injectate de pegmatite, granite pegmatitice şi aplite. În porţiunile intens injectate, gnaisele trec în varietăţi feldspatizate.

După particularităţile sale petrografice complexul gnaiselor de injecţie poate fi împărţit în trei orizonturi litologice, care se succed în următoarea ordine de jos în sus:

1. Orizontul gnaiselor biotitice şi amfibol-biotitice inechigranulare, cu separaţii de gnaise feldspatizate şi intercalaţii de calcare cristaline, amfibolite, uneori granatifere, gnaise biotit-piroxenice, biotit-amfibolice ori distenifere.

2. Orizontul gnaiselor biotitice de injecţie, pegmatite de injecţie fanerocristaline, alternînd cu gnaise feldspatizate, calcare cristaline şi amfibolite.

3. Orizontul gnaiselor biotitice inechigranulare cu injecţii pegmatitice şi intercalaţii de calcare cristaline şi amfibolite.

Seria superioară slab metamorfozată, reprezentată prin calcare cristaline, încălecată peste depozitele terţiare, are o răspîndire redusă în regiunea Madan.

După părerea majorităţii cercetătorilor care au lucrat în Munţii Rodopi (A. Ianişevschi, N. F. Soloviev, P. S. Marcov, acad. Straşimir Dimitrov, N. Stefanov) gnaisele care intră în alcătuirea Cristalinului din regiunea Madan, au luat naştere prin metamorfozarea unor roci grezoase şi argiloase. Din diagrama de comparaţie a compoziţiei chimice a diverselor gnaise (fig. 3) se vede că cea mai mare parte a gnaiselor biotitice obişnuite sînt injectate, feldspatizate, granitizate, iar gnaisele granitice apar suprasaturate în Al_2O_3, de unde reiese că aceste roci sînt paragnaise tipice, materialul din care ele au luat naştere provenind din roci grezo-argiloase pînă la argile marnoase bogate în Al_2O_3. Eşantioanele care în diagrama din pag. 300 arată o compoziţie chimică proprie rocilor sedimentare, şi anume, nr. 3, 6, 18, 47 ş.a., reprezintă gnaise de injecţie, granitizate şi gnaise granitice care se dezvoltă în vecinătatea benzilor amfibolitice. Aceasta arată că, atît gnaisele granitizate, cît şi gnaisele granitice prezintă o compoziţie chimică corespunzătoare rocilor sedimentare, ca şi amfibolitele, au

luat naştere din roci marno-dolomitice. În favoarea aceluiaşi argument, pledează şi existenţa intercalaţiilor de gnaise cu disten şi poate chiar gnaisul biotitic cu grafit şi granaţi.

Existenţa granatului şi distenului arată că gnaisele s-au format prin metamorfozarea unor roci argiloase, iar prezenţa grafitului arată că respectivele roci erau bogate în substanţe organice.

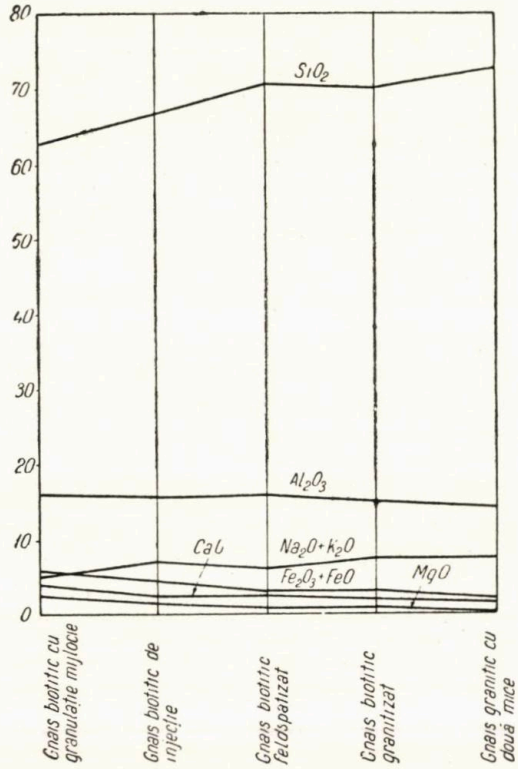


Fig. 3. — Diagrama de variaţie a compoziţiei chimice a rocilor metamorfice din regiunea Madan.

Din diagramă se vede că după punctele de aplicaţie ale vectorilor amfibolilor se poate considera că amfibolitele se apropie mai mult de gabrouri. De aici se poate trage concluzia că amfibolitele ar fi putut lua naştere prin metamorfozarea unor roci eruptive bazice intruzive ori efuzive, sau mai probabil prin metamorfozarea unor sedimente marnoase.

Relativ la originea sedimentogenă a amfibolitelor mai pot fi luaţi în considerare şi următorii factori :

1. Amfibolitele existente în gnaisele biotitice se prezintă sub formă de intercalaţii lenticulare. Aceste forme de zăcămînt sînt caracteristice amfibolitelor formate pe seama unor roci de origină sedimentară şi nu de origine eruptivă.

2. Deseori, se observă transformarea treptată a amfibolitelor cu granat şi grafit în gnaise biotitice, care se realizează prin îmbogăţirea în cuarţ şi biotit, paralel cu scăderea conţinutului de amfiboli.

Originea sedimentogenă a gnaiselor biotitice, a gnaiselor granitizate şi a gnaiselor granitice este confirmată de existenţa granulelor rotunjite de zircon, fără conture cristalografice. Calcarele cristaline s-au format la rîndul lor, prin metamorfozarea unor roci calcaroase.

În încheiere se poate exprima presupunerea că rocile din complexul inferior al regiunii Madan provin din metamorfozarea unor sedimente predominant grezoase, care la partea superioară trec în trei serii flişoide, alcătuite din gresii, intercalaţii marnoase şi marno-argiloase, terminîndu-se cu intercalaţii de roci marno-calcaroase şi calcare propriu-zise. Rocile din complexul superior provin din metamorfozarea unor roci grezoase şi argilo-grezoase. Rocile metamorfice din această regiune au ajuns la stadiul actual, în urma unor intense fenomene de granitizare. Originea soluţiilor care au contribuit la desăvîrşirea procesului de granitizare se pare că ar trebui căutată în partea de nord a regiunii Madan, în regiunea Srednogorţ.

În ceea ce priveşte vîrsta, unii autori consideră seria larg cristalizată ca paleozoic inferior, iar în ultima vreme unii autori o consideră de vîrstă precambriană. Seria de deasupra, slab metamorfozată, este considerată paleozoică.

În Valea Hadji se întîlnesc corpuri nu prea mari de serpentine şi roci serpentino-cloritoase. Acestea au luat naştere prin metamorfozarea unor roci ultrabazice. În afară de aceasta, în sectorul Rudozem, pe şoseaua spre satul Raicov, aflorează cîteva corpuri lenticulare de hornblendite [26] alcătuite din amfiboli (30—80%), piroxeni pînă la 30%, din care se adaugă ceva plagioclaz şi cuarţ.

Printre rocile filoniene se numără diorite cuarţifere, metamorfozate, aplite muscovitice, granite pegmatioide, pegmatite, aplite şi riolite. Intrusiunile filoniene cele mai vechi sînt dioritele cuarţifere metamorfozate. Ele au fost întîlnite numai în sectorul Rîbniţa, sub formă de dyke-uri de grosime mică (0,2—0,3 m pînă la 1,5 m), direcţia lor variind între 303 şi 310°. Aceste roci sînt microcristaline şi puternic metamorfozate, prezentînd o culoare cenuşie pînă la cenuşie verzuie şi fiind alcătuite din feldspat plagioclaz, cuarţ şi biotit.

Aplite muscovitice metamorfozate se întîlnesc în gnaise granitice şi în complexul gnaisului biotitic. Sînt roci microcristaline, prezentîndu-se sub formă de filoane, ori corpuri lenticulare paralele şi şistuozitatea. Unele dintre aplitele muscovitice metamorfozate se întîlnesc în gnaisele granitice şi în gnaisele granitizate. Este posibil să fi luat naştere prin intense procese de granitizare, cum este cazul celui din zona zăcămîntului Pecinsc [6].

Din punct de vedere genetic, pegmatitele, granitul pegmatoid şi aplitele apar strîns legate. Uneori, ele sînt legate unele de altele, prin treceri gradate, ceea ce face ca separarea lor să fie anevoioasă. De regulă, pegmatitele, granitele pegmatitice şi aplitele apar injectate în toate rocile metamorfice. Mai rar, ele formează corpuri filoniene sau neregulate (în special, în amfibolite).

Cea mai mare răspîndire o au pegmatitele. Filoane groase de pegmatite se observă în sectorul zăcămintelor Rîbniţa. Cepineţi, Goleam, Palas, în interfluviile dintre rîurile Baram şi Hadji, în sectorul zăcămîntului Batinţi, şi Caralievscoe. Grosimea lor variază de la cîţiva mm pînă la 15—20 m, sau chiar mai mare.

După compoziţia mineralogică se pot deosebi următoarele varietăţi de pegmatite şi granite pegmatitice :

1. Biotitice, cu cea mai mare răspîndire, pe alocuri cu structură orbiculară, porţiunile centrale ale elementelor sferoidale fiind alcătuite din cuarţ lăptos, iar porţiunile periferice din agregate de feldspat potasic, feldspat plagioclaz şi cuarţ.

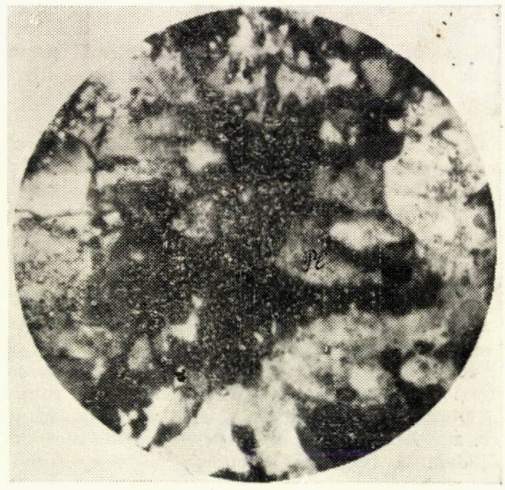


Fig. 4. — Gnais biotitic granitizat. Mărit de 37 ori. Nicol + înlocuirea plagioclazului (Pl) cu feldspat potasic (u) în general pe direcţia şistuozităţii.

2. Muscovitice, pe alocuri conţinînd şi biotit. Ele traversează gnaisele, aplitele şi pegmatitele biotitice, fiind, deci, mai tinere decît acestea. În partea de sud-vest a raionului Madan, se cunosc cîteva filoane pegmatitice conţinînd cuiburi

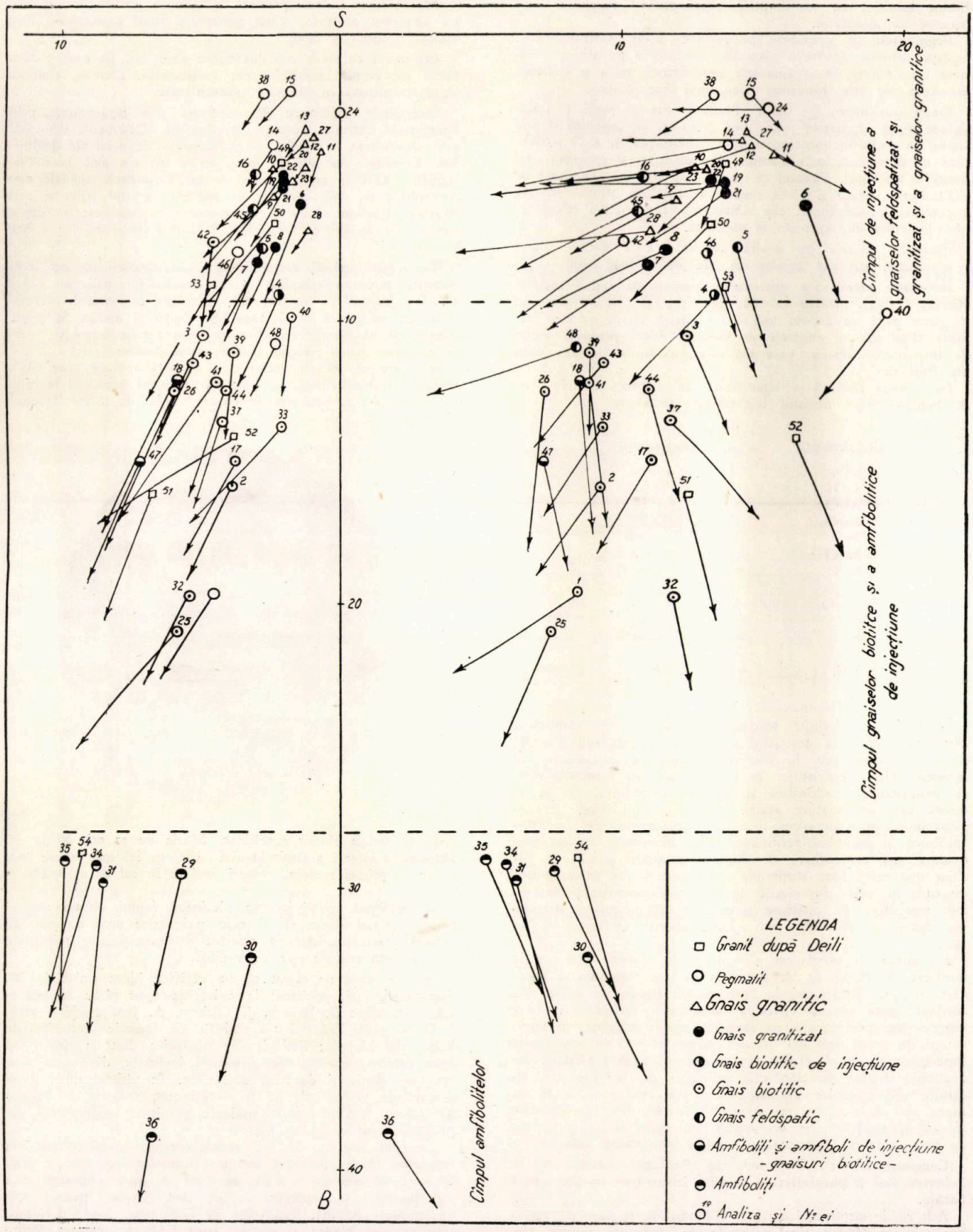


Fig. 5. Proecția rocilor metamorfice din regiunea Madan în diagrama lui Zavarițchi.

şi solzi de muscovit, cu un diametru de circa 10 cm, care sînt exploatate.

3. Amfibolice, se întîlnesc rar şi numai la contactul pegmatitelor biotitice cu amfibolitele, reprezentînd rezultatul unor procese de asimilaţie.

Pegmatitele şi granitele pegmatitice apar alcătuite din : feldspat potasic, feldspat plagioclaz (oligoclaz pe alocuri, albitizat ori andezin, în pegmatitele amfibolice), mică şi amfiboli. Structura lor este fanerocristalină, mai rar grafică.

După clasificarea lui A. F. Fersman ele ar putea fi considerate drept pegmatite magmatice. Aceasta se confirmă şi prin faptul că rocile înconjurătoare apar îmbogăţite în K_2O şi SIO_2, ceea ce se traduce prin apariţia microclinului şi creşterea conţinutului de cuarţ. Paralel cu aceasta, se reduce conţinutul de FeO, Fe_2O_3, MgO şi CaO, ceea ce se traduce printr-o scădere a conţinutului de biotit sau schimbarea compoziţiei feldspatului plagioclaz din andezin în oligoclaz.

Filoanele aplitice au grosimi reduse, care variază între 5 şi 10 cm, mai rar 40—50 cm, sau chiar mai mult.

In ultima vreme s-a observat în partea de sud a regiunii (Crivia Gaber), printre gnaisele biotitice, şi corpuri filoniene, nu prea mari, cu aspect gabroid, a căror vîrstă nu este stabilită. Ele străbat gnaisele de injecţie, fiind probabil legate de intruziunile alpine, care sînt larg răspîndite în alte părţi ale Bulgariei.

La analiza chimică a unei probe de gabrou, efectuată de B. Pelozov, s-au obţinut următoarele rezultate :

Componenţa		*Conţinutul*
SiO_2	=	49,80
TiO_2	=	0,64
Al_2O_3	=	17,50
Fe_2O_3	=	1,50
FeO	=	5,30
MnO	=	0,18
MgO	=	9,20
CaO	=	11,30
Na_2O	=	2,20
K_2O	=	0,40
P_2O_5	=	0,01
H_2O	=	0,02
P.C.	=	0,50
	Total :	98,55

În regiunea Madan, scarnele sînt destul de răspîndite. Ele s-au format la contactul corpurilor mineralizate cu calcarele cristaline sau la contactul injecţiilor pegmatitice cu aceleaşi calcare cristaline. În primul caz, se formează scarne johansenitice rodonitice şi scapolito-rodonitice, iar în al doilea caz, iau naştere scarne piroxenice epidotice, granato-piroxenice, piroxeno-tremolitice, diopsido-scapolitice, granato-epidotice şi antofilito-actinolitice. Ele alcătuiesc corpuri lenticulare sau neregulate, de dimensiuni mari 40 x 95 m, ori chiar mai mari. Mai răspîndite sînt scarnele din prima grupă, de care se leagă depunerile de cuarţ metasomatic şi minerale metalifere. Se întîlnesc şi corpuri metasomatice, alcătuite din cuarţ alb zaharoid, ori acicular sterile (Pecinsc, Migliţa etc).

În partea de nord-vest a regiunii, în cutele sinclinale la nord-est de Hadji şi V. Borsc, la est de Imaneto şi nord-vest de satul Rudozem, în raza satului Brega, se aştern discordant peste şisturi cristaline sedimente terţiare. Ele sînt reprezentate prin brecii cu elemente mari poligene, cu intercalaţii de gresii fine ori grosiere, şi pe alocuri în orizonturile superioare cu şisturi argiloase, micacee. Grosimea totală a depozitelor terţiare nu depăşeşte 350—400 m. Breciile apar alcătuite din elemente angulare, de 1—2 cm, pînă la 35 cm diam, sau chiar 1,2 x 7 m, reprezentînd roci diferite, cimentate cu un material silicios ori argilos. Pe baza florei găsite ele au fost atribuite Oligocenului superior-Miocenului inferior.

Comparîndu-le cu depozitele din Rodopul Central N. F. Soloviev [24] le paralelizează cu seria inferioară conglomeratică bazală.

Atît rocile metamorfice, cît şi sedimentele terţiare din regiunea minieră Madan sînt străbătute de dyke-uri riolitice, răspîndite pe 3,5—5 km, cu grosimi de 1—25 m, urmărite în partea de nord a regiunii. Ele au direcţia generală VNV şi căderea de regulă spre NE, mai rară spre SV, sub un unghi de 54—90°. Pe alocuri, se observă corpuri subvulcanice (zăcămîntul văii Borsc).

Macroscopic riolitele prezintă o culoare gris-deschis ori roz, cu structură porfirică, prima generaţie fiind reprezentată prin cuarţ, feldspat şi biotit.

Contactul cu rocile înconjurătoare este net, pe contact roca fiind de regulă sericitizată ori caolinizată. Deseori, riolitele se intersectează cu filoanele mineralizate.

Depozitele cuaternare din regiune sînt reprezentate prin formaţiuni eluviale, deluviale şi aluviale. Depunerile deluviale sînt dezvoltate, în special, pe versantele de nord ale dealurilor. Grosimea lor variază între 10 şi 20 cm pînă la 10 m, menţinîndu-se în medie la 1—1,6 m. Depozitele aluviale sînt dezvoltate în văile rîurilor, în special pe rîul Arda şi rîul Madan. Ele sînt alcătuite din material nestratificat. În depunerile din apropierea localităţii Rudozem grosimea lor atinge 15—16 m.

Tectonica regiunii cercetate a fost determinată pe baza poziţiei şisturilor cristaline şi a depozitelor paleogene care au fost supuse la numeroase mişcări tectonice în perioadele de orogeneză caledoniană, hercinică şi alpină. Se poate presupune că şisturile cristaline au fost supuse aceloraşi cutări şi dislocări ca şi întregul masiv al Rodopilor.

Se pare că primele cutări din această regiune apar către sfîrşitul fazei hercinice, în timp ce aspectul actual al regiunii s-a desăvîrşit în perioada de cutări alpine, în fazele laramică şi pirineiană.

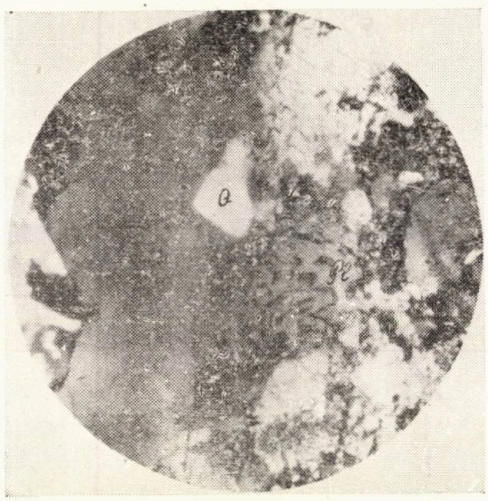


Fig. 6. Gnais biotitic granitizat. Mărit de 37 ori, Nicol +. Înlocuirea intensă a plagioclazului (Pl) cu feldspat potasic (m), de la primul rămînînd resturi izolate în cel de al doilea.

În sprijinul acestei ipoteze pledează faptul că atît formaţiunile cristalofiliene, cît şi cele paleogene apar afectate de mişcări tectonice. Actuala poziţie a formaţiunilor principale din această regiune este VNV-ESE.

Nu de mult s-a căutat să se verifice ideea emisă de W. Petraschek [28], privitoare la existenţa unor pînze de încălecare, de către D. Jaranov, J. Glibov, A. Jamişevschi şi alţii.

După noile cercetări s-a stabilit că formele tectonice de bază ale Munţilor Rodopi sînt alcătuite dintr-un sistem de cute tăiate transversal de dislocaţii înclinate, după care s-au efectuat deplasări de mică amploare. În ultimul timp, după afirmaţiile verbale ale lui B. Bogdanov, gnaisele de injecţie ar apărea încălecate peste gnaisele granitice, amplitudinea deplasării fiind de 10—15 km.

Întregul complex de roci metamorfice şi sedimentare din regiunea Madan formează un brachianticlinal cu direcţia NV, în care se urmăresc o serie de cute de mică amploare. Axa anticlinalului se urmăreşte de pe rîul Cepinsc, trecînd prin zăcămintele Ribniţa, Buciovniţa şi Gindiursc, ieşind din limitele regiunii Madan, şi anume, spre ESE, în regiunea Nedelinsc, unde dispare pe direcţia periclinului şi spre NV pe direcţia batolitului granitic. Deci, axa anticlinalului în

partea de SE are direcția aproximativă EV (275—290°), iar în partea centrală are direcția VNV (295—310°).

În afară de această cută principală, în regiunea Madan se mai urmărește un sinclinal (Verbinsc), cute de gradul doi, care la rîndul lor sînt amplificate de alte cute de diverse forme și mărimi.

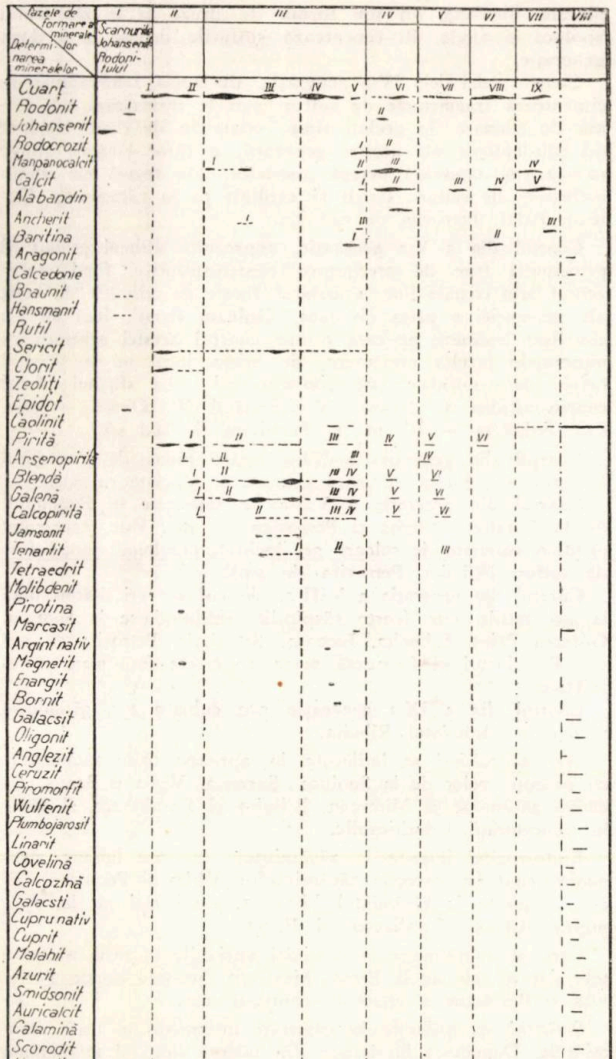


Fig. 7. Diagrama reprezentînd ordinea de formare a mineralelor din zăcămintele metalifere ale M-lor Rodopi.

O mare importanță în tectonica regiunii Madan o au dislocațiile disjunctive, reprezentate prin zone mari tectonice, care după rolul pe care îl joacă în procesul de mineralogeneză se împart în două grupe :

1. Zone tectonice mineralizate.

2. Zone tectonice în care nu apar concentrații importante de sulfuri metalice.

Dislocațiile din prima categorie predomină în regiunea Madan ; direcția lor în majoritatea cazurilor fiind nord-vestică (320—350°), iar căderea spre NE și SV de 60—90°. Ele taie sub un unghi de 15—55° axa unității structurale de bază (anticlinalul Rodopului de sud). De aceste fracturi se leagă toate zăcămintele de Pb și Zn ale regiunii Madan.

Dislocațiile din a doua categorie sînt, de asemenea, destul de răspîndite, avînd direcția V-NV. Ele sînt deci transversale pe dislocațiile mineralizate și paralele cu axa anticlinalului. Mineralizația legată de aceste fracturi este foarte slabă și nu are importanță economică. Aceste dislocații tectonice sînt legate între ele din punct de vedere genetic. După datele lui P. S. Marcov [16] ele s-au format în decursul perioadei savice. Ele intersectează dyke-urile riolitice, vîrsta lor fiind considerată ca miocenă. Datorită faptului că pe pereții crăpăturilor se observă foarte adesea urmele unor fenomene de alunecare, unii autori presupun că aceste dislocări au luat naștere în perioada unor mișcări de încălecare. În afară de dislocațiile anterioare punerii în loc a mineralizației în regiune apar și dislocații ulterioare, care afectează corpurile mineralizate.

Dislocațiile tectonice legate de faza alpină de orogeneză au orientarea E-V, pe direcția lor instalîndu-se dyke-urile riolitice. Acestea din urmă reprezintă foarte probabil crăpături deschise, care au luat naștere în urma destinderii rocilor din regiunea anticlinalului. La nord de regiunea Madan, în regiunea Davidcovsc, pe axa anticlinalului din Rodopul de mijloc, se observă dyke-uri riolitice mineralizate.

În afară de dislocațiile tinere, mai trebuie luate în considerare dislocațiile caledoniene și hercinice, pe care s-au instalat pegmatitele și aplitele.

Zonele mineralizate au o structură destul de complicată. De regulă, ele apar alcătuite din sisteme de dislocații paralele, care se unesc între ele, sau apar așezate una după alta. Cele mai complicate, dispuse sub formă de snopi, sînt cele din partea de sud a regiunii, care intersectează axa anticlinalului din Rodopul de sud. Probabil că existența intercalațiilor de calcare cristaline și amfiboliți a permis ca acestea să adopte poziții radiare.

Fracturile tectonice se urmăresc cu cea mai mare ușurință în gnaise granitice și gnaise granitizate. Pe direcția acestora roca apare zdrobită, sericitizată ori silicifiată, fenomene ce se urmăresc în jurul corpurilor mineralizate.

Grosimea zonelor mineralizate variază de la cîteva zeci de cm pînă la 40 m sau chiar mai mult. Corpurile de minereu, care se găsesc la periferia zonelor mineralizate prezintă o grosime neconstantă, care se schimbă brusc de la cîțiva cm la 10 m sau chiar mai mult, avînd direcții și înclinări neconstante, o răspîndire neuniformă a utilului și o structură complicată.

Pînă în prezent, în paragenezele primare și secundare, excluzînd mineralele rocilor înconjurătoare, au fost identificate 67 minerale, dintre care 33 hipogene și 34 hipergene (fig. 7).

În raport cu gradul de răspîndire a mineralelor de gangă metalifere în diversele zăcăminte, ultimele pot fi împărțite în : a) principale, b) subordonate și c) de impregnație. După cum se vede din diagramă, umplutura filoniană constă dintr-o masă de cuarț și carbonați, care conține cantități variabile de: galenă, blendă, pirită, mai rar calcopirită, mispichel și tenantit. Se poate afirma, deci, că mineralizația regiunii Madan este predominant plumbo-zinciferă, parageneză complexă ce conține subordonat minerale cuprifere.

Raporturile cantitative dintre diversele minerale variază după tipul de zăcămînt (filonian ori metasomatic), zonele de mineralizație și alte particularități proprii diferitelor zăcăminte. De obicei, cantitatea de sulfuri reprezintă 10—15%, însă se întîlnesc și porțiuni mai bogate, alcătuite aproape în întregime din sulfuri (zăcămintele Spoluca, Borievo, ș.a.). Destul de bogate în sulfuri sînt și zăcămintele Șarenca, Borievo ș.a. De regulă, conținutul în sulfuri variază atît pe direcție, cît și pe înclinare, acestea formînd lentile, cuiburi ori impregnații.

Uneori mineralizația filoniană se dispersează în roca înconjurătoare asemenea unei cozi de cal, cum este cazul la Barasn și altele. Asemenea fenomene au loc în zonele de intersecție a dyke-urilor riolitice cu fracturile tectonice orientate pe direcția VNV sau în zonele de brecifiere.

Se mai întîlnesc corpuri mineralizate sub formă de stîlpi, dimensiunile acestora variind între cîteva zeci de m pînă la

300 ori 450 m pe direcție și 300—500 m pe înclinare. Aproape la toți stîlpii mineralizați nu s-a atins încă, în adîncime, zona de efilare.

De regulă, aceștia au căderea spre NV (Vîrba, Cruşev, Petroviţa, Gradisce, Laicov, ş.a.) ; mai rar spre SE (Spoluca, mina 9 septembrie, Straşimir, Pşeniciţa, ş. a.).

Fig. 8. — Gnais biotitic granitizat. Mărit de 37 ori. Nicol +. Granule mari neregulate de feldspat potasic (m) alungit pe direcția șistuozității și conținînd cantități mari de rămăşiţe de plagioclaz (Pl).

Textura minereului poate fi masivă, de impregnație, brecioasă, rubanată, mai rar de crustificație, în druze ori în rețea, ca la zăcămintele metasomatice. Structurile principale alotriomorfă și hipidiomorfă, mai rar în rețea, sub formă de emulsii ori colomorfă.

După clasificarea lui Betehtin, mineralele din această regiune se pot împărți în :

1. *Elemente native.* 1. Cupru. 2. Argint. II. *Sulfuri, sulfosăruri, combinații asemănătoare. a)* Sulfuri 1. Calcozină. 2. Galenă. 3. Blendă. 4. Calcopirită. 5. Covelină. 6. Molibdenit. 7. Pirită. 8. Marcasit, 9. Arsenopirită. 10. Pirotină. 11. Albandin. 12. Bornit. 13. Greenochit b) Sulfosăruri. 1. Tenantit. 2. Tetraedrit. 3. Djemsonit. 4. Enargit. III. *Oxizi.* 1. Cuprit. 2. Magnetit. 3. Hausmanit. 4. Piroluzită. 5. Psilomelan. 6. Vad. 7. Rutil. 8. Cuarț. 9. Opal. 10. Calcedonia. 11. Braunit. 12. Limonit. 13. Hidroghetit. 14. Goethit. 15. Lepidocrocit. 16. Massicot. 17. Casiterită. IV. *Săruri oxigenate.* a) Carbonați. 1. Smitsonit. 2. Ceruzit. 3. Malachit. 4. Azurit. 5. Manganocalcit. 6. Rodocrozit. 7. Calcit. 8. Ancherit. 9. Aragonit. 10 Oligonit. 11. Aurichalcit. b) Sulfați. 1. Anglezit. 2. Calcanit. 3. Plumbojarosit. 4. Baritină. 5. Jarozit 6. Linarit. c) Molibdați. 1. Vulfenit. V. *Fosfați și arsenați.* 1. Piromorfit. 2. Scorodit. VI. *Silicați.* 1. Epidot. 2. Sericit. 3. Caolinit. 4. Clorit. 5. Johansenit. 6. Rodonit. 7. Galuazit. 8. Alofan. 9. Zeoliți. 10. Calamină. 11. Crisocol.

În cele ce urmează, descrierea mineralelor componente s-a făcut în ordinea descrescîndă a participării lor la alcătuirea umpluturii filoniene. Printre mineralele de gangă cel mai frecvent este cuarțul urmat de manganocalcit, rodocrozit, calcit, johansenit, rodonit, sericit și caolinit, iar ca minerale accesorii apar : ancherit, baritina, clorit, braunit, hausmanit, epidot, zoizit și alabandin.

Cuarțul se întîlnește nouă generații. Cel din prima generație apare numai în zăcămîntul Șarenca, fiind cristalizat o dată cu rutilul.

Cuarțul din generația a II-a apare în cantități mici la toate zăcămintele. Depunerea acestuia s-a efectuat paralel cu a cloritului și începutul separării mispichelului, blendei, galenei ; mai rar cu a calcopiritei. El apare, de obicei, în granule fine sau sub formă de fragmente cimentate de mineralele depuse ulterior.

Cuarțul din a III-a generație, alb-lăptos ori gri-deschis, semitransparent, se prezintă în mase compacte ce formează umplutura filoniană, ori sub formă de druze ca la zăcămîntul Spoluca și altele. El cimentează sulfurile depuse în a doua generație.

Cuarțul celei de-a IV-a generații, alb-lăptos, semitransparent, cimentează fragmentele de sulfuri sau le traversează sub formă de filonașe. În același timp, cristalele de cuarț, incolore ori alb-lăptoase ale acestei generații, a căror lungime atinge 10—12 cm, tapisează pereții geodelor. De regulă ele conțin incluziuni de sulfuri, sericit și caolinit ca în zăcămintele Goleam Palas, Petroviţa de sud ş.a.

Cuarțul din a V-a generație, reprezintă ultimul produs al principalei faze de precipitare cuarțo-sulfurice, fiind reprezentat prin cristale fine (aciculare) fixate pe cristalele de cuarț ale generației a patra (Spoluca, Goleam Palas). Încă nu s-a clarificat legătura, pe care o are cuarțul acestei generații cu mineralele fazelor următoare, de aceea locul lui la sfîrșitul fazei cuarțo-sulfidice este convențional. La sfîrșitul fazei cuarțo-sulfidice se dezvoltă și ametistul (V. Dimov — oriz. 640, Sahoniţa — fil. nr .2, Petroviţa de sud ş.a.).

Cuarțul din generația a VI-a apare numai la zăcămîntul Pecenca, sub formă de mase granulare, asociate cu calcit.

Cuarțul din generația a VII-a se întîlnește în zăcămîntul de la Caraliev, Rîbnița și Petroviţa de sud. Este reprezentat printr-o varietate de culoare gri închisă, conținînd cuiburi fine de sulfuri (Rîbnița, Petroviţa de sud).

Cuarțul din generația a VIII-a, de culoare gri deschis pînă la gri închis, este foarte răspîndit, întîlnindu-se la Spoluca, Goleam Palas, Sahoniţa, Iuceora, Straşimir, Petroviţa de sud ş.a. Pe alocuri el formează mase compacte fără mase mineralizate.

Cuarțul din a IX-a generație are culoare roz, găsindu-se numai în zăcămîntul Ribniţa.

Manganocalcitul se întîlnește la aproape toate zăcămintele cu excepția celor de la Spoluca, Șarenca, Vîrba și Baram. La cîteva zăcăminte ca Mîrezean, Rîbnița și Karalievsco, el apare în concentrații valorificabile.

Rodocrozitul lipsește în zăcămintele în care lipsește manganocalcitul (cu excepția zăcămintelor Vîrba și Pecinscoe). El este răspîndit la zăcămîntul Mîrzean, fiind mai rar la zăcămîntul Rîbnița, Caralievsco și Erma.

Calcitul se întîlnește în cantități variabile în toate zăcămintele, iar în cele de la Erma, Metlivco, Stratiev Kamîc, Petroviţa și Pecinskoe el apare în cantități mari.

Sericitul se întîlnește în cantități însemnate în toate zăcămintele. Depunerea lui începe din faza a doua și se continuă în întreaga perioadă cuarțo-sulfidică, însă cea mai mare parte a acestuia s-a depus la începutul fazei cuarțo-piritoase. El însoțește sulfurile depuse în a treia fază (zăcămîntul Șahoniţa (fil. nr. 2) și cuarțul din a IV-a generație (zăc. Goleam Palas și Petroviţa de sud).

Johansenitul (o varietate de hedenbergit) este larg răspîndit în scarnele tuturor zăcămintelor ca și în zonele mineralizate, care traversează intercalațiile de calcare cristaline (Șarenca, Goren Baram, Straşimir, Pşenicnițe, Petroviţa de sud ş.a.), prezentîndu-se în cristale gri-verzui ori galben-verzui, cu dispoziție radiară. La microscop el apare slab verzui, aproape incolor, prezentînd adesea concreșteri simple sau polisintetice. Este biax pozitiv, cu $\measuredangle$ c : ng = 42 — 54°, 2v = 70 — 72°.

Compoziția lui chimică determinată de M. C. Selintina este :

SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MnO	CaO	MgO	K_2O Na_2O	P.C.	
46,96	—	0,30	4,50	23,11	22,85	1,7	0,32	0,50	100,24

Prin calcul se obține formula $CaOMnO_2SiO_2$ sau $CaMn(Si_2O_6)$ cu un conținut de 4,44 compuși ai fierului și 1,68% MnO.

Rodonitul are o răspîndire limitată în scarnele johansenitice. În afară de aceasta, el mai apare în cantități reduse în faza carbonaților în zăcămintele Pecinsco și Șahonița (zona nr. II).

Epidotul se întîlnește în cantități nu prea mari în scarnele mineralizate ale zăcămintelor Șarenca și Baram.

Baritina a fost semnalată în zăcămintele Baram, Ribnița, Goleam Palas, Spoluca, Stratiev Kamîc, Metlivco, Erma, ca și în zăcămîntul Straşimir. Cea mai largă răspîndire o are în zăcămîntul Baram. Ea apare în două generații, prima depusă la sfîrșitul fazei cuarțo-sulfidice, împreună cu cuarțul din a V-a generație (generația I-a) și în timpul fazei VIII (generația II-a).

Ancheritul se întîlnește rar, în zăcămintele Ribnița, Șahonița, Șarenca (metasomatice), Baram și Pecinskoe. Analiza chimică a două eșantioane de ancherit colectate din zăcămîntul Pecinskoe din cristalele generației a III-a fixate pe cristalele de cuarț din ultima generație a dat următoarele rezultate :

	Eșantionul nr. 1.	*Eșantionul nr. 2.*
CaO	33,21%	28,11%
MgO	13,49%	14,28%
MnO	3,14%	3,28%
CO_2	42,70%	39,70%
Fe	4,70%	3,80%

Caolinitul se întîlnește în zăcămintele : Goleam Palas, Cruşev, Straşimir, Șarenca ș. a.

Cloritul se întîlnește în cantități neînsemnate la majoritatea zăcămintelor (Ribnița, Goleam Palas, Cruşev, Straşimir, Șarenca) (metasomatic) ș. a.

Zeoliții au fost întîlniți numai în zăcămîntul Șahonița (zona II), însoțind cuarțul din a VIII-a generație, față de care apar xenomorfi, după prima fază cuarțo-sulfidică, sub formă de granule neregulate ori cristale prismatice de 0,5 mm.

Dintre sulfurile metalice predomină galena, blenda și pirita ; galena fiind, de regulă, mai frecventă. La zăcămîntul Ribnița, predomină blenda, iar în unele sectoare predomină pirita. Ele au cristalizat în șase generații, cea mai mare parte a acestora fiind depusă în a treia generație.

Galena este unul dintre cele mai răspîndite minerale, prezentîndu-se sub formă de cristale idiomorfe limitate de fețe de cub și octaedru sau agregate granulare alcătuind cuiburi de 1—12 cm diametru (Baram, Cruşev ș. a.).

În galenă se recunosc incluziuni fine de argint, conținutul său variind de la urme la 1880 g/t. În afară de aceasta, ea mai conține bismut pînă la 0,104% și stibiu.

Blenda, de culoare portocalie închisă pînă la neagră, formînd granule izometrice, este mai frecventă decît galena. Foarte rar se întîlnesc cristale tetraedrice ori dodecaedrice de culoare portocalie deschisă. Ea are aceeași perioadă de depunere ca și galena, începînd să cristalizeze înaintea acesteia.

În masa blendei se observă uneori incluziuni fine de calcopirită, care adoptă pe alocuri formă de emulsii, rezultate din procesul de dezamestec. În blenda neagră de la Ribnița, Laicov Ciucar ș. a. a fost observată prezența cadmiului al cărui conținut depășește uneori 0,018% m.

Pirita este unul dintre mineralele cele mai răspîndite, prezentîndu-se în cristale izometrice, formele cele mai frecvente fiind cea de cub și dodecaedru pentagonal. Dimensiunile cristalelor variază între 0,1—1 cm, uneori atingînd chiar 8—12 cm. Cîte o dată ea este purtătoare de cobalt (conținînd în jur de 0,01% Co).

Calcopirita apare de regulă în cantități reduse și numai în cazuri rare ea ajunge să formeze concentrații mai importante, ca în cazul zăcămîntului Cepenți, Borievo (zăcămînt metasomatic) ș. a. Uneori ea apare sub formă de incluziuni în blendă.

Dintre mineralele secundare metalifere primul loc îl ocupă mispichelul, care se întîlnește în majoritatea zăcămintelor (Stratiev Kamîc, Metlivco, Kruşev, Dol, Petroviţa, Caralievsco, Mîrzean, Borschi Dol, Ribnița, Lucioara, Petroviţa de sud și în zăcămîntul filonian și metasomatic de la Pecinsco). Mineralul apare în granule prismatice de 3—4 mm pînă la 1,5 cm.

Titanitul se întîlnește în cantități neînsemnate în majoritatea zăcămintelor din această regiune (Petroviţa de sud, Goleam Palas, Caralievsco, Mîrzean, Pecinsco și Beleviţa). El s-a format în faza cuarțo-sulfidică.

Tetraedritul se găsește în cantități reduse, fiind asociat cu tenantitul. La majoritatea zăcămintelor între tetraedrit și tenantit nu se poate face deosebire. Uneori el conține cantități neînsemnate de Sb (pînă la 0,01% Ribnița).

Magnetitul a fost întîlnit numai în zăcămintele Șarenca și Baram.

Marcasita, se întîlnește la zăcămintele Ribnița, Petroviţa de sud, Straşimir și Laicov Ciucar. Ea formează agregate microgranulare, mai rar radiare, fiind asociată cu pirită și cal opirită (Ribnița). S-a separat printre ultimele minerale sulfidice ale etapei a doua a fazei cuarțo-sulfidice.

Braunitul și hausmanitul se întîlnesc în scarnele zăcămintelor Șarenca și Baram.

Pirotina a fost identificată în zăcămîntul Ribnița, sub formă de granule nu prea mari (0,2—0,3 mm) sau agregate granulare, fiind înlocuită de marcasită ori melincovit. Ea a mai fost semnalată și în zăcămîntul de la Petroviţa de sud, fără să se poată stabili raporturile sale cu celelalte minerale.

Molibdenitul a fost întîlnit în scarnele zăcămintelor Șarenca și Straşimir.

Rutilul întîlnește cuarțul zăcămîntului metasomatic de la Șarenca.

Argintul nativ a fost observat în zăcămîntul Ribnița sub formă de granule avînd pînă la 0,1 mm incluse în calcopirită și la Petroviţa.

Jamesonitul s-a întîlnit numai în zăcămintele Petroviţa și Ribnița.

Enargitul a fost identificat numai în zăcămîntul Baram.

Pe lîngă aceste minerale, în zăcămîntul Gradinsc a fost determinat galenobismutitul, ale cărui raporturi cu celelalte minerale și răspîndire încă nu sînt precizate.

Casiteritul (?) se prezintă în granule microscopice idiomorfe ori sub formă de agregate granulare în zăcămîntul Șahonița.

In minereurile diverselor zăcăminte apar cantități apreciabile de argint și cadmiu. La unele zăcăminte, pe lîngă aceste elemente s-a semnalat și prezența următoarelor : arsen, stibiu, bismut, wolfram, molibden, staniu, indiu, germaniu, galiu, vanadin, telur, beriliu, titan, aur și alte elemente și pămînturi rare. Conținutul acestor elemente variază între 0 și 0,0001%, rareori depășind această limită.

Datorită mișcărilor tectonice survenite după punerea în loc a mineralizației și eroziunii destul de active la toate zăcămintele regiunii Madan, s-a dezvoltat o zonă de oxidație, care în majoritatea cazurilor se urmărește pe o adîncime de 10—15 m. Însă, la unele zăcăminte, cum este cazul la Vîrba, Ribnița (în sectorul Izvorite) ea ajunge pînă la adîncimea de 70—100 m.

Prin oxidarea mineralelor metalifere iau naștere limonitul, ceruzitul și anglezitul, însoțite de alte minerale secundare ca :

a) *Minerale nemetalifere*

Caolinitul se întîlnește în toate zăcămintele.

Halloizitul a fost întîlnit în zăcămîntul Ribnița.

Alofanul a fost identificat în zăcămintele : Caralievsco, Șahonița și Petroviţa de sud.

Oligonitul se găsește în cantități mici în zăcămîntul Ribnița.

Calcedonia și aragonitul au fost identificate în cantități reduse la zăcămîntul Borski Dol.

b) *Minerale metalifere*

Limonitul are o răspîndire foarte largă, luînd naștere prin oxidarea mineralelor primare de fier.

Psilomelanul și *piroluzita* se întîlnesc în diferite cantități, în funcție de concentrația mineralelor primare de mangan, la toate zăcămintele.

Vadul însoțește psilomelanul și piroluzita, în zăcămintele Borski Dol și Suşev Dol.

Goethitul, hidrogoethitul și lepidocrocitul se întîlnesc probabil la toate zăcămintele, însă pînă în prezent existența lor a fost dovedită numai la zăcămintele de la Caralievsco și Mîrzean (Goethit și hidrogoethit) și la Vîrba (lepidocrocit).

Calcozina, covelina, bornitul, malachitul, azuritul și calcantitul apar în cantități variabile, probabil, în toate zăcămintele. Deși acestea din urmă au fost identificate abia în ultimul timp, în zăcămîntul de la Spoluca, este posibil ca ele să se găsească și în celelalte zăcăminte.

Ceruzitul are o largă răspîndire în zonele de oxidare, întîlnindu-se, de obicei, sub formă de granule ori concreșteri.

Uneori apare şi în cristale tabulare de 4—5 cm, ca de pildă, în zăcămîntul Straşimir, Laicov Ciucar ş. a.

Anglezitul însoţeşte ceruzitul, fiind însă mult mai rar.

Smitsonitul are o răspîndire destul de largă în zăcămîntul Ribniţa, întîlnindu-se în cantităţi mai mici în zăcămîntul Petroviţa, Erma, Melivko şi Stratiev Kamîc.

Cuprul nativ şi cupritul se întîlnesc în zăcămintele Ribniţa şi Laicov Ciucar, iar cuprul nativ se întîlneşte în zăcămintele Vîrba, Goleam Palas, Borski Dol şi Suşev Dol.

Piromorfitul a fost semnalat la zăcămintele Vîrba, Straşimir, Laicov Ciucar, Spoluca şi Boscki Dol.

Calamina se găseşte în zăcămintele Ribniţa şi Borscki Dol.

Scoroditul se întîlneşte în zăcămintele Caralievsc, Erma, Ribniţa, luînd naştere prin oxidarea mispichelului.

Wulfenitul se găseşte numai în zăcămîntul Borscki Dol, sub formă de cristale de culoare roşie, a căror lungime nu depăşeşte 3 mm.

Crizocolul. Prezenţa acestui mineral a fost stabilită în zăcămintele Ribniţa, sectorul Izvorite. Compoziţia sa chimică nu este încă stabilită.

Greenochitul, aurichalcitul, linaritul *) şi turcoaza *) (?) sînt foarte rare, fiind semnalate numai în zăcămîntul Ribniţa. Linaritul a fost semnalat în zăcămîntul Podviz, la nord de regiunea Madan.

Plumbojarozitul şi jarositul sînt cunoscute numai la cîteva zăcăminte, primul fiind semnalat numai în zăcămîntul de la Şahoniţa de sud, sectorul Belovita, iar al doilea la Mîrzeanul de nord, Petroviţa de sud şi Spoluca. Desigur că aceste două minerale au o răspîndire largă, întîlnindu-se sub denumirea de ocru de plumb.

Massicotul a fost identificat în zăcămîntul Stratiev Kamîc.

Recent a fost identificat în zăcămîntul Erma mineralul palygorskit.

După datele lui K. Constantinof [12] formarea corpurilor de minereu din această regiune s-a efectuat în cinci faze, rezultînd cinci generaţii metalogenetice şi anume :

1. Generatia cu mineralizaţie cuarţo-piritoasă, 2) generaţia complexă, 3) generaţia cu mineralizaţie de galenă în cristale mari, 4) generaţia cuarţului acicular în cristale mici şi 5) generaţia carbonaţilor.

Analizînd diagrama ordinei de depunere a mineralelor din zăcămintele : Ribniţa [14, 21], Goleam Palas [15, 26], Vîrba [17], Borski Dol [26], Mîrzean [7], Şarenca [16], Baram [16], Spoluca [16], Caralievsco [5, 19], Petroviţa [3], Crusev Dol [22], Stratiev Camîc [23], Erma [23], Metlivco [23], Straşimir [25], Pecinsco [6], Laicov Ciucar [25], Petrovita de sud [20] şi după observaţiile noastre s-a stabilit că formarea corpurilor de minereu din regiunea Madan s-a efectuat în decurs de şapte faze hipogene şi una hipergenă (unii autori consideră patru faze, iar alţii şase). Această împărţire pe faze s-a făcut luînd în considerare faptul că fiecare fază apare separată de cele precedente, prin deranjări tectonice, în timpul cărora mineralele depuse în faza precedentă au fost brecifiate şi cimentate de mineralele, care s-au format pe seama noilor veniri de soluţii hidrotermale.

Menţionăm că diagrama are un caracter schematic, fiind necompletă şi necesitînd unele completări pentru clarificarea unor probleme de detaliu.

I. Faza scarnelor apare mai bine sau mai slab reprezentată în toate zăcămintele în care zonele mineralizate intersectează calcare cristaline. La începutul acestei faze cristalizează Johannsenitul, după care se depune braunitul şi hausmanitul. După aceste minerale, urmează depunerea epidotului şi rodonitului, iar la sfîrşitul fazei cristalizează cuarţul şi rutilul (zăc. Şarenca), probabil şi molibdenitul.

II. Faza cuarţo-piritoasă este reprezentată la toate zăcămintele. În această fază a avut loc o intensă sericitizare, cloritizare, silicifiere şi într-o mică măsură piritizarea rocilor. Paralel cu pirita s-a depus şi mispichelul din prima generaţie şi pirotina, urmate de blendă, apoi galenă, şi la sfîrşitul fazei, de calcopirită. Probabil că în această fază s-a depus şi magnetitul, în zăcămintele metasomatice de la Şarenca, Baram ş. a.

III. Faza cuarţo-sulfidică este larg răspîndită la toate zăcămintele, în această fază fiind depuse mineralele, care alcătuiesc mineralizaţia plumbo-zinciferă din regiune. Depunerea mineralelor din această fază s-a efectuat în două etape separate, prin deranjări tectonice, urmărindu-se bine caracterul pulsativ al venirilor hidrotermale.

În prima etapă, a început depunerea unei cantităţi nu prea mari de manganocalcit, au precipitat şi puţine sulfuri. În continuare, depunerea mineralelor s-a efectuat în următoarea ordine (după observaţiile făcute la filonul nr. 2 de la zăc. Şahoviţa): blendă, mispichel, galenă, pirită, rodonit şi manganocalcit (probabil şi ancheritul din generaţia întîia), apoi blendă, galenă, calcopirită, jamesonit, tenantit, cuarţ, cu sericit, blendă cu galenă, calcopirită, tenantit, jamesonit şi pirită.

A doua etapă începe din depunerea cuarţului alb-lăptos, sau zaharoid, uneori semitransparent, cimentînd fragmentele angulare ale fazelor anterioare ori străbătîndu-le sub formă de filonaşe (zăc. Spoluca, Goleam Palas). Către jumătatea etapei reîncepe cristalizarea piritei, blendei, galenei, însoţite de o cantitate neînsemnată de calcopirită, tenantit şi argint nativ.

În acelaşi timp, are loc şi cristalizarea cuarţului în cristale bine dezvoltate, alb-lăptos, uneori semitransparent, conţinînd adesea incluziuni de sericit, caolinit, cristale de galenă, blendă şi pirită (zăc. Goleam Palas). Mai tîrziu pe cristalele de cuarţ din această generaţie se fixează cristale de galenă (zăc. Şarenca, Straşimir), blendă (zăc. Şarenca-metasomatic), calcopirită (zăc. Stratiev Camîc), pirită şi cristale de cuarţ acicular, transparent. Probabil tot în acest interval de timp, s-a depus şi baritina, sub formă de cristale mari, care se întîlnesc în zăc. Baram. Către sfîrşitul etapei, se depun şi cantităţi reduse de rodocrozit şi manganocalcit (zăc. Goleam Palas, Ribniţa, Caralievsco), calcitul (zăc. Petroviţa, Straşimir, Ribniţa) şi ancheritul (Ribniţa).

IV. Faza carbonaţilor apare bine reprezentată la zăcămintele : Rîbniţa, Mîrzean, Caralievsco, Vîrba, Erma, Barski Dol şi Incera ; ea fiind mai slab dezvoltată la zăc. Straşimir (oriz. inferioare), Borievo şi Crusev Dol. Ea nu apare reprezentată, în general, la zăcămintele Spoluca, Şarenca, Petroviţa şi Goleam Palas. Mineralele caracteristice acestei faze, depuse în cantităţi importante sînt rodocrozitul, manganocalcitul, calcitul, rodonitul şi cuarţul (Pecinsc), însoţite de alabandin (Bebviţa) ori pirită, blendă, galenă şi calcopirită. Ultimele se întîlnesc în zăcămîntul Caralievsco.

V. *A doua fază cuarţo-sulfidică* are o răspîndire de asemenea, redusă. În această fază, s-a depus o mică cantitate de cuart, mai rar zeoliţi (Şahoniţa, zona a doua), o cantitate redusă de mispichel, pirită, blendă, galenă şi calcopirită (întîlnite numai în zăcămintele Mîrzean, Caralievsco, Ribniţa — orizonturile inferioare — Petroviţa de sud), care sînt considerate ca aparţinînd fazei cuarţo-carbonatate.

VI. *Faza cuarţo-baritică* a fost identificată la mai multe zăcăminte din regiune. Ea este caracterizată prin depuneri masive de cuarţ de culoare gri, însoţit uneori de opal (Iuciora, Petroviţa de sud), însoţit la unele zăcăminte de baritină (Goleam Palas, Erma, Stratiev Camîc şi Straşimir), baritină galbenă şi calcit (Spoluca, Caralievsco şi Pecinsco) la care uneori se adaugă şi pirită (Pecinsco).

VII. *Faza cuarţo-calcitică* se urmăreşte lesne aproape în toate zăcămintele din regiune. În cursul acestei faze s-a depus, în special, calcitul însoţit de puţin cuarţ, manganocalcit şi caolinit. Cuarţul apare numai la zăcămintele Rîbniţa, Caralievsco, Straşimir, Laicov Ciucar şi Pecinsco — manganocalcitul la zăc. Erma, iar caolinitul la Straşimir şi Laicov Ciucar. Mai tîrziu după depunerea cuarţului la zăc. Pecinsco s-a depus ancheritul, care încheie depunerile acestei faze.

VIII. *Faza hipergenă* este reprezentată la toate zăcămintele, cel mai distinct, însă la zăcămîntul Ribniţa sectorul Izvorîte.

Este necesar să reamintim că fazele enumerate nu apar reprezentate la toate zăcămintele şi la toate sectoarele, respectiv la toate orizonturile.

Mineralizaţia de bază, cu importanţă economică, se urmăreşte în sectoarele în care s-au depus mineralele din faza cuarţo-sulfidică. Fazele mai tîrzii sînt, în general, lipsite de sulfuri metalice.

Pînă în prezent încă nu s-a făcut o zonare a zăcămintelor prin care să se delimiteze cu exactitate extinderea zonelor corespunzătoare diverselor faze de mineralizaţie. S-a efectuat, însă, o zonare pe orizontală, în unele cazuri şi pe verticală. Aşa, de exemplu, în regiunea Nedelinsc, unde anticlinalul Madan se termină periclinal, predomină (după B. Bogdanov)

*) Comunicare verbală a lui L. Ratiev.

carbonații, iar în regiunea Madan predomină faza sulfidică. În regiunea Davidcovsc situată la nord în Rodopul mijlociu, chiar pe axa anticlinalului, în părțile superioare sînt dezvoltate fazele mineralelor depuse în cuarțo-piritoasă și cuarțo-galenă-calcopiritoasă, iar pe flancurile anticlinalului mineralele fazei sulfidice. În continuarea acestei faze se dezvoltă faza rodocrozitică, care nu prezintă importanță economică. Mai departe, în cutele sinclinalului între Rodopul de sud și cel de nord se urmărește faza carbonatată și cuarțoasă (cuarț-opal). În Rodopul de nord, pe axa anticlinalului (zăc. Govedarnic, Chenan Dere, Cetraca, Pileva ș.a.) se urmărește aceeași succesiune în depunere. Aceste constatări vor trebui luate în considerare la viitoarele cercetări geologice.

Din punct de vedere genetic, zăcămintele de Pb și Zn din regiunea Madan ca și alte zăcăminte asemănătoare din Rodopul central apar legate de magmatismul alpin, făcînd parte din tipul de zăcăminte hidrotermale, care au luat naștere probabil la temperatură mijlocie și adîncime medie. Zăcămintele din Rodopul de est s-au format la temperatură joasă și adîncime mică.

Pînă în prezent mineralizația din regiunea Madan a fost urmărită pe o diferență de nivel de 970 m între cota 1250 m (zăc. Petrovița) și 280 m (zăc. Goleam Palas). Limita inferioară a mineralizației nu este stabilită ; se observă că la unele zăcăminte în orizonturile adînci predomină mineralele carbonatate față de sulfuri, cum este cazul la Ribnița, unde carbonații cimentează fragmente de sulfuri depuse în faza a doua cuarțo-sulfidică și faza cuarțo-calcitică.

Zăcămintele polimetalifere din această regiune apar legate de intruziunile acide, soluțiile hidrotermale care le-au dat naștere provenind din același cuptor magmatic.

După clasificarea lui E. E. Zaharov, în regiunea minieră Madan sîntem în prezența unor zăcăminte de sulfuri complexe filoniene, caracterizate prin asocierea galenei cu blendă și pirită care, atunci cînd traversează calcare dolomitice, dau naștere la zăcăminte metasomatice și scarne. Din cercetările efectuate, reiese că formarea scarnelor este legată de faza inițială de mineralizație, după geneza lor scarnele reprezentînd formațiuni de contact cu infiltrație a fazei hidrotermale. Mineralizația scarnelor plumbo-zincifere este legată de una din ultimele faze de mineralizație hidrotermală.

Toate zăcămintele complexe din reg. Madan se pot grupa în șase zone de mineralizație, urmărite și în afara acestei regiuni, probabil pînă pe teritoriul Greciei.

Aceste zone se succed în următoarea ordine, de la est spre vest :

1. Zona : Spoluca—Straşimir, Laicov Ciucar și Cruscov Mahala.
2. Zona : Arda, Șarenca, Konschi Dol, Borievo, Gradisce, Pșenicițe, Gindiurs, Metlivco și Carelsca Ciuca.
3. Zona : Iuciara, Coinarți, Caralievschi Dol, Petrovița și Erma.
4. Zona : Borschi Dol, Vîrba, Cruşev Dol, Buciovița, Stratiev Camic.
5. Zona : Bechirev Dol, Checicaia, Ostra, Ciuca, Mîrzean.
6. Zona : Goleam Palas, Ribnița, Sahonița și Belevița.

Aceste zone se găsesc una de alta la distanță de 1—2 km, fiind urmărite pe direcție pe circa 12—15 km. Între zonele amintite mai sus, se găsesc zeci de fracturi secundare mineralizate, paralele cu primele ca la Bramcepinț ș. a., care după caracterul și gradul lor de mineralizație sînt similare zăcămintelor principale, prezentînd și ele interes economic.

Cu toate că reg. Madan este cercetată prin prospecțiuni și explorări de detaliu, perspectivele ei din punct de vedere al rezervelor de Pb și Zn nu sînt încă pe deplin cunoscute. Volumul rezervelor ar mai putea fi mărit printr-o cercetare amănunțită a sectoarelor mai puțin cunoscute și urmărirea mineralizației din zăcămintele cercetate la adîncimi mari.

Mai trebuie lămurită și problema granitizării gnaiselor și trebuie stabilită coloana stratigrafică a complexului gnaiselor de injecție. Un interes deosebit prezintă stabilirea poziției orizontului superior al gnaiselor biotitice de injecție, la baza cărora se urmăresc calcare cristaline și amfibolite, întîlnite în regiunea zăcămintelor Gindiursc, Petrovița de sud, Mîrzean și Belevița.

De asemenea, este necesar să se racordeze formațiile din regiunea Madan cu cele din regiunile învecinate, din Rodopul central și de nord și să se alcătuiască harta perspectivelor miniere.

Printre alte probleme importante, care vor trebui urmărite în viitor se mai numără : studierea structurii mineralizației, a proprietăților fizico-mecanice și a altor proprietăți, studiul fazelor de mineralizație și a legilor de răspîndire a acestor faze la diverse zăcăminte, cercetarea corpurilor oarbe de mineralizație, cercetarea amănunțită a sectorului de la sud-vest de Rudozem și Cepinț și a sectorului de la nord-vest de reg. Madan. Pe baza acestor date se vor putea face aprecieri juste asupra perspectivelor miniere ale regiunii Madan.

Importantă este și problema urmăririi naturii chimice a apelor subterane, pentru înlesnirea descoperirii corpurilor oarbe de mineralizație.

Este necesar, de asemenea, să se generalizeze experiența de cercetare, probare și evaluare a rezervelor de substanțe minerale utile pentru mărirea eficacității lucrărilor geologice și sporirea rezervelor industriale.

Bibliografie

[ ] Boncev G. : — *„Skalite i mineralite v Paşmakliiski okrg"* (Rocile și mineralele din regiunea Paşmakliia), Godişnik na Sof. Universitet, fiziko-matematici. fakultet, v. XVIII, c. 2, Sofia, 1921—1922.

[2] Bankov L. — *„Gheologhiceski izucivaniia v Iugo-zapadna Trakiia i iztocina Makedoniia* (Studii geologice în sud-vestul Traciei și estul Macedoniei), Spisanie na BAN, c. XXV, klon prirodo-matematicen 12, Sofia, 1923.

[3] Ghenin H. A., Silmanovici K. K. — *„Otcet o gheologo-razvedocinih rabotah i podscet zapasov po mestorojdeniiu Petroviţa po sostoianiiu na 1.I.1954"* (Raport despre lucrările de exploatare geologică și calculul rezervelor zăcămîntului Petrovița după situația dela 1.I.1954) Manuscris, Fondul Geologic, Sofia, 1955.

[4] Ghenin H. A., Silmanovici K. K., Vedernikov G. K., Semenov L. S. — *„Otcet o gheologo-razvedocinih rabotah i podscet zapasov po mestorojdeniiu Mirzian po sostoianiiu na 1.I.1954"* (Raport despre lucrările de explorare geologică și calculul rezervelor zăcămîntului Mîrzean după situația existentă la 1.I.1954), Manuscris, Fondul Geologic, 1955, Sofia.

[5] Ghenin H. A., Biriulev A. E., Biriuleva A. V., Vedernikov K. G., Naumova N. S., Mihov M. I. — *„Otcet o razvedke polimetalliceskih mestorojdenii Kara-Alievskoe i Iujnaia Petroviţa s podscetom zapasov po sostoianiiu na* 15.II.1955" (Raport despre explorarea zăcămintelor de sulfuri complexe Kara-Alievskoe și Iujnaia Petrovița cu calculul rezervelor după situația existentă la 15.II.1955), Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1955.

[6] Ghenin H. A., Biriulev A. E., Vedernikov G. K., Udalova T. A., Stoianov R. D. — *„Otcet o razvedke polimetalliceskogo mestorojdeniia Pecinskoe s podscetom zapasov po sostoianiiu na 1.I.1955"*, (Raport despre explorarea zăcămîntului Pecinskoe cu calculul rezervelor după situația existentă la 1.I.1955. Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1955.

[7] Ghenin H. A., Vedernikov G. K., Stoianov R. D., Boianov B. A. — *„Otcet o razvedke polimetallliceskogo mestorojdeniia Mirzian s podscetom zapasov po sostoianiiu na* 1.I.1955" (Raport despre explorarea zăcămîntului de sulfuri complexe Mîrzean cu calculul rezervelor după situația de la 1.I.1955) Sofia, 1955, Manuscris, Fondul geologic.

[8] Dimitrov Str. — *„Sostoianie i ocerednie zadaci izceniia magmaticeskih i metamorficeskih kompleksov Bolgarii"* (Starea și problemele curente ale studiului complexelor magmatice și metamorfice din Bulgaria), Izv. AN SSSR, ser. gheol., c. 1, 1955, Moscova.

[9] Dimitrov T. — *„Belejki za Ksantiiski pluton"* (Note asupra plutonilor de la Xantia) God. na. Sof. univers. Bibl. gheol. gheogr. f-t, c. 2, v. XI—IX, 1954/55, Sofia.

[10] Dimitrov D-r — *„Belejki vrhu gheolojila stroej na Madanskiia ruden raion"* (Note despre structura geologică a regiunii miniere Madan) Sp. „Minno dialo", c. 5, Sofia, 1957.

[11] Dimitrov D-r R., Ghicev P., Manolov N. — *„Doklad za provedenite gheologo proucivatelni raboti s operativno iscisliavane na zapasite prez* 1956" (Raport despre lucrările de cercetare geologică cu calculul operativ al rezervelor pe anul 1956). Dir. G-lă de cerc. geol. şi min ; Dir. cerc. geol. sulfuri compl. Fondul geol., Sofia, 1957, Manuscris.

Stafanov N. — *„Kratka gheologo petrografska harakteristika na raiona mejdu gr. Smolian i gr. Madan (zapadnata ciast na Iztocinite Rodopi)"* (Scurtă caracterizare geologico-petrografică a regiunii situate între oraşele Smolian Madan (partea de vest a Rodopilor Estici).

[12] Konstantinov K. — *„Izledvaniia vrhu Madanskata rudna oblast v sredniia dial na Iujnite Rodop" (pa dannim gheologhiceskoi semki i poiskov M* — 1:100000, *provedennih v 1948—1950),* (Cercetări asupra regiunii metalifere Madan din partea de mijloc a Rodopilor Sudici), Manuscris, Fondul Geologic, Sofia, 1948.

[13] Korjinski V. A. — *„Ocerk metasomatoceskih proţessov". Sbornik statei „Osnovnie problemi v ucenii o magmatoghennih rudnih mestorojdeniiah"* (Consideraţii asupra proceselor metasomatice. Culeg. de articole „Problemele fundamentale în teoria zăcămintelor metalifere magmatogene). Ed. Acad. Şt., URSS, Moscova, 1955.

[14] Licikin N. S., Tretiakov G. S. — *„Otcet o gheologo-razvedocinih rabotah i podscet zapasov po ţentralnomu uciastku polimetalliceskogo mestorojdeniia Ribniţa v Smolianskoi okolii N. R. Bolgarii"* (Raport despre lucrările de explorare geologică şi calculul rezervelor în sectorul central al zăcământului de sulfuri complexe Ribniţa din regiunea Smolian din RP Bulgaria), Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1951.

[15] Malmatin G. I., Belih E. M., Dimitrov B. T., Dimitrova K. P. — *„Otcet o razvedkeţinkovogo mestorojdeniia Goliam Palas c podscetom zapasov po sostoianii na 1.I.1955"* (Raport despre explorarea zăcământului de plumb-zinc Goliam-Palas cu calculul rezervelor după situaţia existentă la 1.I.1955) Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1955.

[16] Markov P. S., Kutukova E. I., Sipilov I. I., Stoianov R. D., Dimitrov B. T. —*„Otcet o gheologo-razvedocinih rabotah, provedennih na mestorojdeniiah : Sarenka, Ostra ciuka i Verhnii Baram N. R. Bolgarii v 1949—1954"* (Raport despre lucrările de explorare geologică executate în zăcămintele : Şarenka, Ostra-ciuka şi Verhnii Baram din RP Bulgaria în 1949—1954), Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1954.

[17] Markov P. S., Kutukova E. I., Stoianov R. D., Dimitrov B. T. — *„Otcet o gheologo-razvedocinih rabotah, proizvedennih na mestorojdenii Verba N. R. Bolgarii v 1951—1953"* (Raport despre lucrările de explorare geologică executate în zăcământul Verba din RP Bulgaria în 1951—1953) Manuscris, Sofia, 1953, Fondul geologic.

[18] Maslenikov V. A. — *„Dokembriiskaia keristalliceskaia tolscia Iugo-Zapadnogo Pamira"* (Complexul cristalin precambrian din sud-vestul Pamirului). Trudi laboratorii gheologhii dokembriia. Ed. Acad. Şt. URSS, 1955, fasc. 5.

[19] Mihov M. I., Mihnev M., Mihova I. K. — *„Doklad za provedenite gheologo-proucivatelni raboti na olovno-ţinkovoto mestorojdenie Iujna Petroviţa prez* 1955—1957 gg. s izcisliavane na zapasite po sostoianie na 1.I.1957" (Raport despre lucrările de cercetare geologică în zăcământul de staniu-zinc Iujna Petroviţa, în perioada 1955—1957 cu calculul rezervelor după situaţia existentă la 1.VII.1957) Manuscris, Fondul Geologic, Sofia, 1957.

[21] Mokruşin K. V., Ivanova L. I., — *„Otcet o rezultatah gheologo-razvedocinih rabot proizvedennih na uciastkah Izvorite, Drenov dol, Dimov dol i Kosilovski dol svinţovo-ţinkovogo mestorojdeniia Ribniţa i na mestorojdenii Borski dol"* (Raport despre rezultatele lucrărilor de explorare geologică executate în sectoarele Izvorite, Drenov dol, Dimov dol şi Koşilovski dol din zăcământul de plumb — zinc Ribniţa şi în zăcământul Borski dol), Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1952.

[22] Matreniţki T. T., Biriulev A. E., Biriuleva L. V. — *„Otcet o gheologo-razvedocinih rabotah i podscet zapasov na I.1952 po polimetalliceskomu mestorojdeniiu Kruşev Dol (Smolianskaia okoliia, Plovdivskogo okruga N. R. Bolgarii)"* (Raport despre lucrările de explorare geologică şi calculul rezervelor la 1.I.1952 în zăcământul de sulfuri complexe Kruşev Dol, regiunea Smolian, districtul Plovdiv din RP Bulgaria). Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1952.

[23] Salov P. G., Kozlova V. D., Saldugheev A. K. — *„Otcet o gheologo-razvedocinih rabotah i podscet zapasov po messtorojdeniiam Stratiev Kamik, Metlivko i Erma po sostoianiiu na 1.I.1954"* (Raport despre lucrările de explorare geologică şi calculul rezervelor în zăcămintele Stratiev Kamîk, Metlivko şi Erma după situaţia existentă la 1.I.1954) Fondul geologic, Manuscris, Sofia, 1955.

[24] Soloviev N. F. — *„Gheologhiceskoe stroenie i poleznie iskopaemie Ţentralnih Rodop", po dannim gheologhiceskoi semki i poiskov* M = 1 : 100.000, *provedennih v* 1948—1950 gg. (Structura geologică şi substanţele minerale utile din Rodopii centrali, după datele cartării geologice şi ale prospecţiunilor la scara 1 : 100000 executate în 1948—1950). Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1951.

[25] Soloviev N. F., Afanasieva L. K., Karpiţkii I. P. — *„Otcet o poiskovih i razvedocinih rabotah na polimetaliceskih mestorojdeniah Straşimir, Laikov Ciukar i Pecinskoe* (Iujnoe Rodopi H.R. Bolgarii)". Raport asupra lucrărilor de prospectare şi explorare a zăcămintelor polimetalice Straşimir, Laikov Ciukar şi Pecinskoe (Munţii Rodopii de Sud, R.P. Bulgaria)". — Geofond. Maşinopis. Sofia 1952.

[26] Trifonov B., Dimitrova K. P., Mihnev M. K., Bogdanova P. — *„Otcet za rezultatite ot geologo-proucivatelnite raboti provedeni na mestorojdenie Goliam Palas s uciastk Dimov dol, mestorojdeniata Borski dol, Suşev dol, Meikovo i Urucevsko dere s izcisliavane na zapasite po sstoianie na* 1.I.1957". Raport asupra rezultatelor lucrărilor geologice de prospectare, executate la zăcămintele Goliam Palas, cu sectorul Dimov dol, la zăcământul Borskii dol, Suşev dol, Meikovo şi Urucevsko cu calculul rezervelor pentru starea din 1.I.1957. — Maşinopis, Geofond, Sofia 1957.

[27] Ianişevski A. L. — *„K voprosu o vozraste kristalliceskih slanţev i izverjennih porod Iujnoi Bolgarii i osnovnie certi ee gheologhiceskogo straenia".* (Referitor la problema vîrstei şisturilor cristaline şi a rocilor eruptive din Bulgaria de Sud şi trăsăturile principale ale structurii ei geologice). Sp. Blg. Gheol. d-vo god. XIX Sofia, 1950.

[28] Petraschek W. E. — *„Die Erzlagerstätten Bulgariens"* (Zăcămintele din Bulgaria). Jahrbuch des Reichsamts für Bodenforschung für 1942, Bd. 63, Berlin, 1943.

[29] Uffer G. — *„Beitrage zur Kenntnis der Blei-Zinkerzgange und Lager der ostlichen Rhodopegebirges im Gebiet der oberen Arda (Bulgarien)"* Contribuţii la cunoaşterea filoanelor şi zăcămintelor de plumb-zinc din Rodopii de est în regiunea Ardei superioare (Bulgaria). Neues Jahrbuch für Mineral, etc., Bl. Bd. 59 B. Abt. B, 1928.

[30] Stefanov N., Stefanova D., Mihova V., Neţov K., Berov L. — *Doklad za kompleksnoto gheolojko kartirane v masciab* 1 : 25000 *i gheologoproucivatelnite raboti, provedeni v raiona mejdu s. Petkovo i gr. Ardino (Iztocini Rodopi).* (Raport despre cartarea geologică complexă la scara 1 : 25000 şi asupra lucrărilor de cercetare geologică în regiunea dintre satul Petkovo şi oraşul Ardino (Rodopii Estici). Manuscris, Fondul geologic, Sofia, 1956.

Hidrocarburile zăcămintelor de cărbuni din bazinul Petroşani

Geolog **Coriolan Stoica**
Laureat al Premiului de Stat
Comitetul geologic

Bazinul Petroşani este situat într-o zonă depresionară, cuprinsă între Munţii Vulcan, Retezatul şi Parîngul, a căror înălţime depăşeşte 2000 m. Aspectul morfologic al depresiunii îl formează un relief alcătuit dintr-o succesiune de dealuri, cu spinări domoale, ale căror altitudini sînt cuprinse între 700 şi 560 m, înălţimile din lunca Jiului şi 1200 m, cele mai ridicate înălţimi la care ajung depozitele bazinului. Această depresiune intramontană, din zona Carpaţilor Meridionali, are o extindere medie pe o lungime de 45 km şi 5,5 km lăţime. Este străbătută de Jiul Vestic, între Cîmpul lui Neag şi Livezeni, şi de Jiul Estic între Petrila-Petroşani şi Livezeni, motiv pentru care Bazinul Petroşani este numit adeseori şi „Valea Jiului".

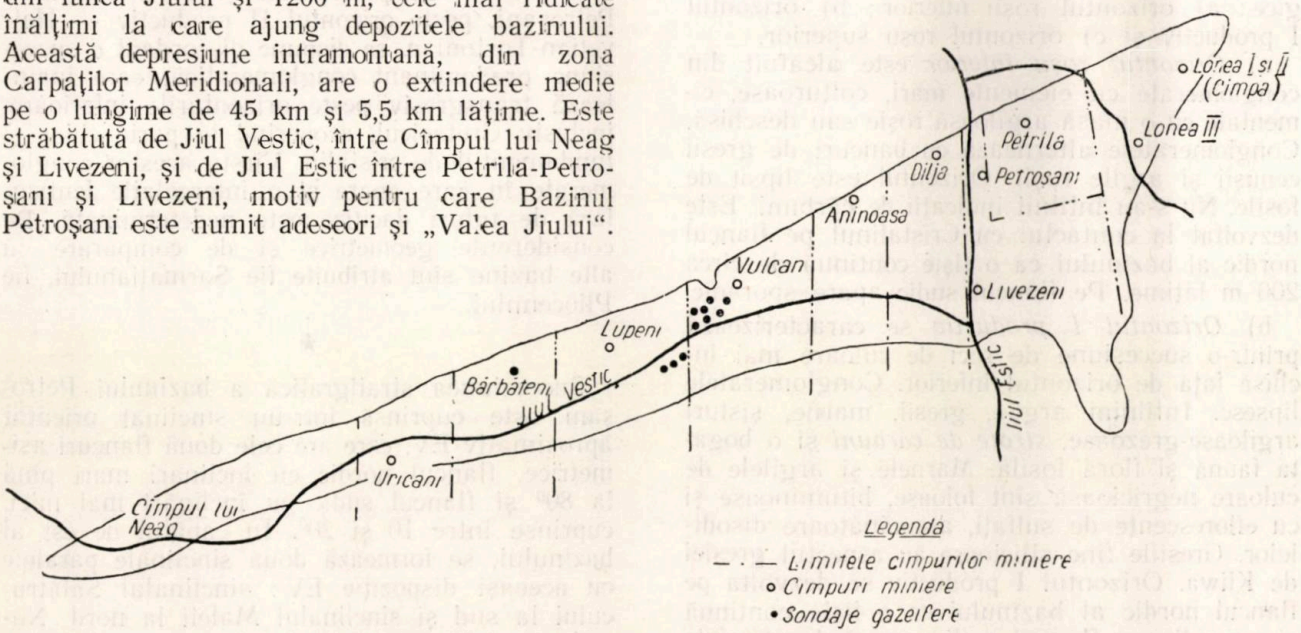


Fig. 1. — Limitele bazinului Petroşani

Bazinul este traversat de linia ferată Craiova-Simeria, este străbătut în lung de calea ferată normală Lupeni-Livezeni-Petroşani şi de calea ferată electrică îngustă, Petroşani-Petrila-Lonea-Cimpa.

Depozitele acestui bazin cuprind circa 21 strate de cărbuni, dintre care cele principale sînt exploatate prin minele Lonea, Petrila, Aninoasa, Vulcan, Lupeni şi Uricani. În stratele de cărbuni şi în stratele poroase sterile dintre stratele de cărbuni s-au întîlnit la exploatare şi prin lucrările de explorare hidrocarburi gazoase şi lichide. Acestea nu constituie un obiectiv de exploatare, însă apariţia lor, în special, a celor gazoase, în cîmpul exploatărilor de cărbuni, împiedică lucrările de exploatare şi de înaintare. Pentru a se crea posibilitatea ca lucrările miniere să se desfăşoare într-un ritm normal, sînt necesare lucrări de degazare a zăcămîntului, înainte de exploatare. Pentru ca lucrările de degazare să fie cît mai orientate, sînt necesare lucrări care să stabilească geneza hidrocarburilor din bazinul Petroşani, condiţiile de zăcămînt, modul lor de apariţie şi în legătură cu aceasta posibilităţile de degazare. Cunoaşterea structurii geologice a bazinului poate aduce într-o anumită măsură lămuriri în aceste probleme.

Depozitele care alcătuiesc bazinul aparţin Cretacicului, Paleogenului, Miocenului şi Pliocenului. Ele sînt dispuse transgresiv şi discordant peste fundamentul mai vechi format din cristalinul pînzei getice, cu depozitele mesozoice de pe el, din cristalinul autohton, cu sedimentarul lui (infragetic) şi în parte, peste masele erupţiunilor granitice de la poalele Retezatului.

Succesiunea stratigrafică a depozitelor din bazin cuprinde :

1. *Cretacicul,* reprezentat prin Senonian, este cunoscut numai la suprafaţă prin lucrările lui I. Drăghindă (1955). Apare în zona de sud-est a bazinului din P. Drăgoiului pînă la P. Ciotina şi în zona de NE între P. Răscoalei şi P. Toia, şi este alcătuit dintr-o alternanţă de argile cenuşii verzui cu Acteonella şi Nerinea în bază, urmate de marne şi gresii cenuşii cu Inocerami peste care se dispun conglomerate şi calcare cenuşii brecioase. Nu cuprinde strate de cărbuni şi nici indicaţii de hidrocarburi. Senonianul stă discordant peste Cristalinul getic şi autohton şi este acoperit de Paleogen.

2. *Paleogenul* este reprezentat prin Oligocen, la care se include şi Acvitanianul. În cuprinsul Oligocenului s-au separat trei orizonturi litologice : a) orizontul roşu inferior ; b) orizontul I productiv şi c) orizontul roşu superior.

a) *Orizontul roşu inferior* este alcătuit din conglomerate cu elemente mari, colţuroase, cimentate cu o masă argiloasă roşie sau deschisă. Conglomeratele alternează cu bancuri de gresii cenuşii şi argile roşii. Orizontul este lipsit de fosile. Nu s-au întîlnit indicaţii de cărbuni. Este dezvoltat la contactul cu Cristalinul pe flancul nordic al bazinului ca o fîşie continuă de circa 200 m lăţime. Pe flancul sudic apare sporadic.

b) *Orizontul I productiv* se caracterizează printr-o succesiune de roci de culoare mai închisă faţă de orizontul inferior. Conglomeratele lipsesc. Întîlnim argile, gresii, marne, şisturi argiloase-grezoase, *strate de cărbuni* şi o bogată faună şi floră fosilă. Marnele şi argilele de culoare negricioasă sînt foioase, bituminoase şi cu eflorescenţe de sulfaţi, asemănătoare disodilelor. Gresiile fine silicioase au aspectul gresiei de Kliwa. Orizontul I productiv se dezvoltă pe flancul nordic al bazinului ca o fîşie continuă şi sporadic pe flancul sudic, ocupînd suprafeţe foarte restrînse. Sedimentarea lui nu a fost uniformă pe cele două flancuri, fapt care rezultă şi din repartizarea faciesului cărbunos. Din Valea Jiului estic spre est, orizontul I productiv nu mai apare la zi. El este depăşit transgresiv de orizontul conglomeratelor burdigaliene, care vin în contact direct cu Senonianul.

În cuprinsul orizontului productiv se întîlnesc la zi argile roşii coapte, rezultate din autoaprinderea cărbunilor în apropiere de aflorimente.

c) *Orizontul roşu superior* este alcătuit din argile roşii-verzui, cenuşii-verzui, ruginii şi gresii feruginoase roşcate. În acest orizont apar şi cîteva intercalaţii subţiri, milimetrice, de cărbuni. Conţine fragmente de lamelibranchiate (Unionide sculptate).

3. *Miocenul* apare ca un nou ciclu de sedimentare în bazin, care ţine de la Burdigalian pînă la inclusiv Helveţian şi Tortonian.

a) *Burdigalianul* se remarcă prin prezenţa unor puternice bancuri de gresii şi conglomerate lipsite de resturi fosile. Ele au o poziţie discordantă faţă de orizontul roşu inferior, orizontul I productiv sau faţă de orizontul roşu superior, pe care le acoperă uneori, luînd contact cu Cristalinul de pe ramă. Nu cuprinde indicaţii de cărbuni sau urme de hidrocarburi.

b) *Helveţianul* şi *Tortonianul.* Cu o răspîndire restrînsă în partea de est a bazinului, în Valea Sălătrucului, se dezvoltă peste Burdigalian orizontul II productiv. În bază este alcătuit din bancuri puternice de gresii cu trovanţi şi numeroase Ostreide (Gr. Răileanu), peste care urmează o succesiune pelitică de marne cenuşii cu frecvente Turitella şi Cerithium, gresii, argile, şisturi cărbunoase, nisipuri şi strate de cărbuni, cu o faună bogată de moluşte. Succesiunea aceasta este atribuită de I. Drăghindă Helveţian-Tortonianului.

Pliocenul. În partea SE şi E a bazinului Petroşani, peste orizontul II productiv — Helveţian-Tortonian, se dispune discordant o succesiune predominant conglomeratică, care înaintează transgresiv peste orizonturile inferioare, inclusiv Cretacicul, acoperind în parte chiar şi fundamentul de cristalin. Vîrsta acestor conglomerate în care apare şi o intercalaţie lenticulară de tufuri dacitice este nedeterminată. Pe considerente geometrice şi de comparare cu alte bazine sînt atribuite fie Sarmaţianului, fie Pliocenului.

★

Succesiunea stratigrafică a bazinului Petroşani este cuprinsă într-un sinclinal orientat aproximativ EV, care are cele două flancuri asimetrice, flancul nordic cu înclinări mari pînă la 80° şi flancul sudic cu înclinări mai mici, cuprinse între 10 şi 20°. În capătul de est al bazinului, se formează două sinclinale paralele cu aceeaşi dispoziţie EV : sinclinalul Sălătrucului la sud şi sinclinalul Maleii la nord. Numeroase falii longitudinale şi transversale compartimentează depozitele bazinului în mai multe blocuri, de care se ţine seama la exploatarea cărbunilor.

Din examinarea evoluţiei bazinului, rezultă că la finele Cretacicului, pe fundamentul de cristalin aparţinînd geticului şi autohtonului, s-au format mai multe depresiuni, între care şi depresiunea Văii Jiului — Bazinul Petroşani. Aici a luat naştere o mare puţin adîncă, în care se formează depozite cretacice, în facies de Gosau, alcătuite din formaţiuni grosiere, depozite recifale cu Hippuriţi, marne cu Amoniţi, Inocerami şi Echinide, gresii cu Acteonella, şi

Nerineea etc. La sfîrşitul Cretacicului, mişcările laramice determină o retragere a mării, sedimentarea se întrerupe şi urmează o lungă perioadă de exondare. Marea revine de abia la finele Oligocenului, cînd sedimentarea reîncepe cu formarea orizontului roşu inferior şi se termină cu depunerea orizontului conglomeratic superior (Pliocen). Deşi sedimentarea în bazin a fost continuă, începînd cu Oligocenul, ea a suferit numeroase schimbări, care se pot deduce din alcătuirea litologică a formaţiilor şi din raporturile de transgresiune, care se observă la contactul dintre unele orizonturi litologice. Mişcările de subsidenţă neregulate, aportul de material terigen de pe uscatul din jur, relieful neregulat al fundamentului, au determinat o sedimentare ritmică cu mari variaţii în compoziţia litologică. Astfel, depunerea orizontului roşu inferior are loc în condiţiile unui climat arid, cu vegetaţie săracă, dar cu puternice fenomene de alterare lateritică. Sedimentarea ritmică apare mai evidentă în cuprinsul orizontului I productiv, în care alternează depozite marine cu depozite lacustre — continentale. Depozitele marine se formează în faza de scufundare a bazinului, ele sînt reprezentate prin marno-calcare. Pe măsură ce depozitele se acumulează — faza de umplere a bazinului —, depozitele iau caracterul formaţiilor de mică adîncime şi sînt reprezentate prin argile grezoase. Ciclul se încheie cu faza continentală, cînd sub formă de ochiuri mai mult sau mai puţin izolate datorită unui climat favorabil dezvoltării vegetaţiei, iau naştere mlaştinile cu turbării, în care substanţa vegetală s-a acumulat, formînd strate cu îngroşări lenticulare sau uneori lentile discontinui, legate între ele doar prin zone de gîtuire. în care predomină materialul terigen argilos faţă de cel vegetal. O nouă fază de scufundare a bazinului face ca apele marine să acopere turbăriile formate şi sedimentarea să reînceapă cu depozite marno-calcaroase. Această ritmicitate în sedimentare, repetată numai în timpul orizontului I productiv, de circa 27 de ori, a favorizat formarea zăcămintelor de cărbuni din Bazinul Petroşani. Grosimea stratelor de cărbuni şi extinderea lor este determinată de relieful fundamentului, de generalitatea mişcării de subsidenţă şi de durata fazei continentale, faza de acumulare a substanţei vegetale. Astfel se explică de ce stratele de cărbuni din bazinul Petroşani au grosimi diferite în extinderea lor şi de la strat la strat. Faptul că sedimentarea a avut această succesiune ne-o arată şi alternanţa de faună salmastră, cu cărbunii şi cu fauna marină. Fauna salmastră se întîlneşte întotdeauna în culcuşul stratului de cărbune, pe cînd cea marină în acoperişul lui (I. Drăghindă). De aici rezultă că faza marină instaurată imediat peste cărbuni trece prin îndulcirea apelor la faza salmastră, peste care se dezvoltă o nouă sedimentare lacustră-continentală, cu formarea de turbării. Aceste cicluri pot fi şi asimetrice prin lipsa unei anumite părţi, lipsa unei faze din sedimentare. Pe suprafeţe mai restrînse au avut loc condiţii similare şi în timpul sedimentării orizontului II productiv, dezvoltat în Valea Sălătrucului.

Exploatările actuale de cărbuni din bazinul Petroşani sînt situate în complexul I cărbunos. În cuprinsul acestui complex se află toate stratele de cărbuni cunoscute prin lucrările de explorare şi exploatare. Tot legate de acest complex au fost întîlnite hidrocarburile gazoase şi lichide. Nu se cunosc indicaţii de hidrocarburi în celelalte orizonturi ale depozitelor din bazin, fapt care dă indicaţii că hidrocarburile din orizontul I productiv sînt în zăcămînt primar. Ele aparţin genetic acestui orizont.

Orizontul I productiv cuprinde 19 strate de cărbune numerotate de la 0—18. Grosimea acestor strate variază de la cîţiva centimetri la zeci de metri. Intervalul steril dintre stratele de cărbuni, ocupat de gresii, marne şi argile ajunge la grosimi ce variază între zeci de centimetri pînă la 60 m. Din cele 19 strate de cărbune, numai 12 sînt exploatabile. Stratele 3 şi 5 cele mai groase se exploatează în toate minele, 4, 6, 7, 8, 9, 13, 14, 15 şi 18 numai în unele mine. Înclinarea stratelor în minele actuale, la adîncimea la care se fac exploatările este cuprinsă între 80 şi 12°. Hidrocarburile gazoase au fost întîlnite în toate stratele de cărbune din bazin.

Să analizăm acest orizont, mai bine cunoscut în cîmpul minier de la Lupeni situat la circa 18 km vest de Petroşani. În acest cîmp formaţia productivă — orizontul I productiv — este alcătuită din roci psamo-pelitice, în care sînt intercalate 19 strate de cărbuni. Dintre acestea, numai 9 sînt în exploatare. Grosimea medie a orizontului este de 350 m şi este acoperit de orizontul roşu superior conglomeratic gros de circa 300 m.

Straturile de cărbuni din flancul nordic al cîmpului minier Lupeni cuprinse în complexul I productiv sînt: 0,1 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, şi 18.

Stratul 0, gros de 0,05 m este situat în baza orizontului I productiv şi are o dezvoltare neregulată. Culcuşul stratului este format dintr-o argilă grezoasă, iar coperişul dintr-o argilă caolinoasă. Nu se exploatează.

Stratul 1, la circa 3 m mai sus faţă de stratul 0, are o grosime medie de 0,1 m. Culcuşul şi coperişul stratului sînt alcătuite din gresii cu ciment argilos-marnos. Nu se exploatează.

Stratul 2, gros de 0,4—1,5 m se află în baza stratului 3 la circa 3—6 m. Este alcătuit din două bancuri de şist cărbunos, avînd gresii argiloase în bază şi argile cu faună în coperiş. Nu se exploatează.

Stratul 3, gros de 6,35—9,80 m, are o structură complexă. În cuprinsul lui s-au semnalat

5 intercalații de steril cu grosimi de 5—8 cm, una din aceste atinge uneori 30 cm. Coperișul stratului este alcătuit dintr-o argilă compactă, cu numeroase diaclaze de calcită. Baza stratului este reprezentată printr-o alternanță deasă de cărbune, gresii și argile — dînd naștere culcușului flas — care nu se exploatează, după care urmează un strat de argile compacte. Cărbunele este curat și compact, cu structură vitroasă și numeroase fețe de desfacere perpendiculare pe clivaj. Petrografic cărbunele este alcătuit din vitrit, clarit și masa de bază. Atît în clarit, cît mai ales în vitrit, sînt cuprinse numeroase corpuri bituminoase (cuticule). Masa de bază este adeseori impurificată cu substanță minerală. Fuzitul lipsește. S-a întîlnit doar sporadic și în cantități mici la partea superioară, spre acoperișul stratului. In cărbune se întîlnesc piritizări mai rare în partea inferioară a stratului și mai frecvente la partea superioară.

Stratul 4, se află deasupra stratului 3 la circa 3—5 m distanță. Uneori, intervalul acesta crește la 25—35 m. Grosimea stratului este de 0,8—3,0 m. Cărbunele cuprinde 3—4 intercalații subțiri de argile sau marne argiloase, care nu depășesc grosimea de 5 cm. Culcușul stratului este format dintr-o argilă fosiliferă. Intervalul dintre stratul 3 și 4 este argilos grezos cu numeroase resturi fosile de moluște.

Cărbunele este alcătuit din vitrit și clarit. Claritul acestui strat se caracterizează prin lipsa corpurilor bituminoase, care sînt foarte rare. Fuzitul apare sporadic sub forma „acelor de fuzit". Pirita lipsește în baza stratului. Ea apare la partea superioară, sub formă de granule de pirită primară, reunite uneori în cuiburi.

Stratul 5 apare ca un strat complex gros de circa 4—7,5 m. La partea superioară se separă 0,5 m cărbune, formînd stratul 5, „paprica" al cărui coperiș este alcătuit dintr-o argilă cu faună, iar culcușul, care reprezintă și intercalația dintre stratul 5 și stratul 5 „Paprica", are grosimea de 0,5 m și este alcătuit, de asemenea, dintr-o argilă cu faună.

Stratul 5 cuprinde 6 intercalații de șisturi cărbunoase cu grosimi variabile de 0,02—0,15 m. In culcuș are o gresie compactă.

Cărbunele este alcătuit din vitrit și o masă de bază foarte săracă în corpuri bituminoase. Vitritul are structură celulară cu bastonașe de rășină. Claritul apare sporadic numai de la un anumit nivel, cu multe cuticule, bine păstrate și mulți scleroți. Pirita apare numai în acoperișul stratului.

Stratul 5 „Paprica" are cărbunele format dintr-o masă de bază, în care sînt incluse lentile de vitrit și pirită în cantități foarte mari. Se întîlnesc numeroși scleroți. Deasupra stratului se întîlnește o gresie poroasă cu gaze și bitumene lichide.

Stratele 6 și 7, întîlnite la circa 28 m deasupra stratului 5, au o dezvoltare sporadică cu grosimi de 0,2—0,4 m. In coperișul și culcușul lor se dezvoltă marne compacte cu vine de calcită. Nu se exploatează.

Stratele 8—9 sînt separate între ele de o intercalație de 0,6—0,8 m, alcătuită din marnă fosiliferă. Stratul 8 are grosimea de 0,93 cm. Nu prezintă nicio intercalație de steril. In culcuș se găsește o marnă dură, compactă, puternic bituminoasă, care în unele părți este substituită prin gresii sau argile grezoase (blocul IV oriz. 480) cu resturi de fosile sfărîmate. Stratul 9 are o grosime de 0,73 m cărbune. In coperișul lui se găsește o argilă compactă sau o marnă fosiliferă.

La stratul 8, cărbunele are predominanță de clarit, în bază, și de vitrit la partea superioară, pe cînd în stratul 9 predomină peste tot vitritul puternic impurificat cu substanțe minerale. Fuzitul apare sporadic. Pirita, sub formă de granule rotunde, se poate observa pînă în acoperișul stratului.

Stratul 10 nu are o extindere uniformă. Apare sporadic. In Cîmpul Lupeni este alcătuit dintr-un șist cărbunos bituminos, de 0,1—0,2 m grosime. Nu se exploatează.

Stratele 11—12. Nu se exploatează. Ele au fost întîlnite discontinuu, prin lucrările de explorare cu foraje în grosimi de 0,1—1,2 m. Sînt alcătuite dintr-un șist cărbunos la circa 23-34 m mai sus de stratele 8—9.

Stratul 13. Se dezvoltă regulat cu o grosime medie de 2,4 m. Prezintă trei intercalații subțiri de șisturi cărbunoase (1—5 cm). Culcușul stratului este alcătuit dintr-o argilă grezoasă, compactă, dură, uneori marnoasă, pe cînd în acoperiș o marnă bituminoasă compactă, diaclazată, și cu resturi fosile. Cărbunele este lucios, vitritic, foarte curat. Se întîlnesc puține corpuri bituminoase și foarte puțină pirită. Fuzitul apare sporadic, dar mai frecvent decît în celelalte strate. Este stratul cu cărbunele cel mai curat.

Stratul 14 are o dezvoltare lenticulară și este alcătuit din trei intercalații de cărbune, din care două sînt exploatabile, cu o grosime medie de 2,4 m. Culcușul stratului este format dintr-o argilă sau o gresie compactă. Coperișul are o argilă compactă cu faună.

Stratul 15 a fost întîlnit cu o grosime medie de 1,3 m și cuprinde două intercalații sterile de marne și șist cărbunos în grosimi de 2-5 cm. Culcușul stratului are o gresie cenușie micacee, care trece lateral în marne argiloase. In coperiș se întîlnește o argilă friabilă cu faună.

Cărbunele este alcătuit din clarit sărac în corpuri bituminoase și din lentile de vitrit cu crăpături fine, perpendiculare pe stratificație, dînd cărbunelui un caracter sfărîmicios. Pirita se află în cantitate relativ mare, dar răspîndită neuniform.

Stratele următoare 16,17 și 18 din partea superioară a orizontului I productiv au o dezvoltare mai restrînsă și sînt separate de intercalații sterile cu grosimi de 2—3 m.

Stratul 16 are o grosime de circa 0,4 m şi este intercalat între o gresie silicioasă foarte compactă în culcuş şi o argilă friabilă, dezvoltată în coperiş. Nu se exploatează.

Stratul 17 are grosime medie de 0,70 m şi cuprinde 2 intercalaţii de şist cărbunos compact groase de 0,04—0,05 m. Patul stratului este format dintr-o gresie fină, tare, compactă, cu multe resturi de plante, care trece uneori într-o argilă grezoasă. În coperiş se dezvoltă o argilă grezoasă cimentată. Cărbunele din acest strat este alcătuit din vitrit şi clarit sărac în corpuri bituminoase, cuprinzînd însă multe impurităţi minerale. Fuzitul lipseşte. Pirita se află în cantitate mare pe toată grosimea stratului. În unele locuri se poate observa chiar şi cu ochiul liber.

Stratul 18, cel mai superior, are o grosime aproape constantă de 1,10-1,20 m, cuprinde două intercalaţii de şist cărbunos groase de 0,03-0,10 m. Culcuşul stratului este format dintr-o argilă şistoasă, iar coperişul din argile compacte fosilifere. Cărbunele acestui strat reprezintă o alternanţă de benzi de vitrit, clarit şi masa de bază. Pirita este foarte răspîndită şi se întîlneşte în cantităţi relativ mari pe toată grosimea stratului.

Analizele petrografice au arătat că în Mina Lupeni cărbunele este alcătuit din vitrit, în proporţie de 64—95%, clarit 5—36% şi fuzit sub 1%. În plus, se întîlnesc frecvent componenţii minerali şi în mod cu totul local duritul. Vitritul se prezintă ca „vitrit structural" (telinit) şi „vitrit nestructural" (colinit). La primul se mai poate observa încă structura celulară a substanţei vegetale, pe cînd la al doilea nu se mai observă nici o urmă de structură celulară. Masa de vitrit este impregnată cu răşină şi într-o anumită măsură corpurile bituminoase (cuticule, spori, care alcătuiesc împreună euxinitul). Dintre componenţii minerali cuprinşi în vitrit, pirita este mai răspîndită. Cantitatea de vitrit în stratele de cărbuni creşte de la culcuş spre acoperiş. O caracteristică a vitritului de aici o constituie şi numeroasele crăpături fine, care dau caracterul sfărîmicios cărbunilor. Claritul urmează ca importanţă după vitrit. Spre deosebire de vitrit, care este un component omogen, claritul se prezintă ca un agregat heterogen, format din masa de bază luminoasă şi din corpurile bituminoase, reprezentate prin cuticule şi spori (euxinitul), care dau cărbunelui aspectul mat — cînd sînt în cantitate mai mare. Prezenţa vitritului şi a claritului în cărbunii de la Lupeni determină condiţii umede de geneză a stratelor de cărbuni. Faţă de vitrit şi clarit, duritul apare cu totul redus. În mina Lupeni a fost întîlnit numai în culcuşul stratului 13, din flancul sudic. Aici duritul este alcătuit aproape numai din resturi bituminoase sfărîmate şi amestecate cu componenţi minerali, cum sînt granulele de pirită şi carbonatul de fier. Cărbunele alcătuit din durit are un aspect mat şi este foarte dur.

Alt component petrografic al cărbunilor de la Lupeni este fuzitul. Apare în cantităţi foarte mici şi se observă ca „acele de fuzit" numai în secţiuni la microscop. Macroscopic nu se observă. Cantitatea redusă de fuzit întîlnită face ca să nu se poată obţine date în legătură cu alcătuirea anatomică a plantelor din care a provenit. Lipsa unor cantităţi mai mari de fuzit din compoziţia petrografică a cărbunilor arată o acoperire permanentă cu apă a turbăriilor din care au provenit.

Corpurile bituminoase din cărbunii de la Lupeni sînt alcătuite din cuticule şi din răşini. Cuticulele reprezintă resturi ale frunzelor arborilor, care au avut rolul preponderent la formarea acestui zăcămînt, pe cînd răşinile sînt legate de prezenţa tracheidelor cu răşină, bine dezvoltate în tulpinele coniferelor. Corpurile răşinoase sînt răspîndite mai mult în vitrit, pe cînd corpurile bituminoase în durit şi clarit. Sporii apar în cantitate redusă, astfel încît rolul lor în alcătuirea corpurilor bituminoase este fără importanţă. Scleroţii indicînd sporii ciupercilor sînt bine reprezentaţi şi apar sub formă de agregate pluricelulare. Asemenea aglomerări s-au păstrat atît în vitrit, cît şi în clarit.

În masa cărbunelui apar frecvent ca substanţe minerale pirita şi mai puţin răspîndite carbonatul de calciu şi carbonatul de fier. Pirita apare sub cele două forme, pirita primară şi pirita secundară. Pirita primară, depusă o dată cu formarea cărbunelui se prezintă sub formă de granule rotunde, cu relief şi luciu puternic, care, asociate, dau cuiburile de pirită. Pirita secundară a luat naştere după formarea cărbunelui, ca depuneri de soluţii pe crăpăturile şi fisurile cărbunilor. Apare sub formă de pelicule, care se desprind de pe feţele de cărbune, cînd acesta este sfărîmat. Pirita secundară este în cantitate mult mai mică faţă de pirita primară. Uneori pe suprafeţele lustruite, pirita din cărbune poate fi observată cu ochiul liber. În general, este mai răspîndită în benzile de clarit şi în masa de bază, mai puţin răspîndită în vitrit, unde în multe cazuri lipseşte total. Vitritul structural este cel mai sărac în pirită. S-a observat că pirita este mai abundentă spre acoperişul stratelor de cărbuni şi, îndeosebi, în jurul corpurilor bituminoase. Mai rar se întîlnesc în masa cărbunelui concreţiuni de carbonat de fier şi carbonat de calciu secundar, răspîndit prin crăpăturile cărbunelui.

Mineralele singenetice (primare) din cărbune sînt în strînsă legătură cu condiţiile de formare a stratelor de cărbuni. Astfel, în stratele de cărbuni formate în condiţii umede (subacvatic) apar destul de frecvent argila fină şi silicea. Tot astfel apare şi pirita în cantitate mult mai mare atunci cînd condiţiile umede de formare a stratelor de cărbuni au fost lipsite de contactul cu aerul. Într-o anumită măsură, formarea

piritei a fost influențată și de acțiunea apelor marine asupra formării stratelor de cărbuni.

În complexul I productiv — în afară de cărbuni sînt cuprinse și hidrocarburi gazoase sau lichide, care se manifestă în lucrările de exploatare prin frecvente apariții. Manifestarea gazelor în galeriile minelor se face sub formă de degajări lente sau emanațiuni din frontul de lucru și din cărbunele depilat, sau sub formă de degajări spontane — erupții de metan. De asemenea, în sondajele de explorare au fost întîlnite ca manifestări ușoare, bule, barbotări în noroiul de sapă, rafale și erupții, care au avut loc în timpul săpării sondelor. Se constată că pe măsură ce complexul productiv este la adîncime mai mare, atunci cînd este întîlnit de lucrările de exploatare sau de explorare — manifestările hidrocarburilor gazoase sînt mai frecvente și mai intense. Creșterea cantității de metan din complexul cărbunos odată cu adîncimea, deci cu presiunea, se constată destul de evident în minele de exploatare și în sondajele de explorare din bazinul Petroșani. La mina Lupeni, de exemplu, manifestările de gaz metan pînă la 100 m adîncime au fost neînsemnate. Ele au crescut între 100 și 200 m adîncime, pentru ca între 200 și 300 m numărul lor să se dubleze sau chiar să crească la de trei ori (Lupeni Sud).

Emanațiile de gaze, care au loc pe liniile de falii sau pe zonele de fisurație a rocilor din jur sau din stratele de cărbuni și care iau forma de suflători, au timp îndelungat debite mari de gaze. În minele de la Petroșani, erupții propriu-zise sînt relativ puține. Asemenea manifestări au avut loc în anul 1955 în mina Lupeni, la orizontul 480 steril, cînd pe lîngă metan a apărut apă, miros de hidrocarburi ușoare și gudron, în spațiul galeriilor. A doua erupție a avut loc în intervalul dintre stratele 3 și 5, orizontul 480 în timp cînd se fora în talpa și în coperișul stratului 15. O erupție cu gaz metan și cu cărbune mărunt a avut loc în mina Petrila, din stratul 3. Tot în mina Petrila, în 1956, în timp ce se săpa din stratul 5 spre stratul 3, la adîncimea de 464 m (cota 237) s-a produs o nouă erupție. Este interesant de subliniat constatarea că manifestările violente de metan, la mina Lupeni, au avut loc la adîncimea de 257 m, iar la mina Petrila, la adîncimea de 464 m. Adîncimile acestea se încadrează în prevederile calculate de acad. A. A. Skocinski (Aerajul minier, Edit. Tehnică, 1951, p. 58), care arată că degajările bruște de metan în minele de cărbuni încep la adîncimi de minimum 250—300 m.

Manifestări violente de metan au avut loc și în sondele de explorare din sectorul Lupeni (sd. 5110). Dintr-un complex argilos la adîncimea de 194 m din stratul 3 de cărbune (sd, 36) adîncimea de 215 m și din coperișul stratului 5 flancul sudic, erupțiile de metan s-au manifestat prin aruncarea noroiului din sonde la 20—30 m înălțime, gazele continuînd să se manifeste cu zgomot și presiune timp de 17—19 ore.

Majoritatea sondelor, conservate pentru degazeificare din Valea Jiului emană metan, uneori timp foarte îndelungat, 3—4 ani după săpare.

În complexul I cărbunos de la Petroșani se cunosc și hidrocarburi lichide. Asemenea apariții au fost întîlnite în mina Lonea II și în mina Lupeni. La mina Lonea II, după o erupție de metan din coperișul stratului 5 alcătuit din gresii, în cuprinsul stratului format din cărbune și șist cărbunos, au apărut lichide cu miros de gudron. Minerii culeg bitumenul din mina Lupeni cu gălețile.

Urme de hidrocarburi lichide au fost semnalate și în sondele de explorare. Unele probe extrase din coperișul stratului 5, puse în apă, emană gaze sub formă de bule. Lăsate mai mult timp, la suprafața apei apar picături de bitumene.

Hidrocarburile gazoase și lichide din orizontul I productiv sînt un produs al bituminizării substanței organice animale și vegetale acumulate în turbăriile primordiale sau din substanța organică dispersată în sedimentele în care au fost cuprinse stratele de cărbuni. Se poate spune că metanul de aici este un produs al transformărilor pe care le-a suferit substanța organică acumulată în procesul de incarbonizare. Cantitatea de metan, pe care o conține în prezent complexul productiv, reprezintă numai o parte din volumul format în perioada incarbonizării cărbunilor. După Mott (Paki Ernest.) Metanul care ia naștere în faza de incarbonizare pînă la lignit se pierde în întregime prin degajare direct în atmosferă, iar din metanul rezultat în timpul fazelor următoare s-a păstrat în zăcămînt numai 17—50%. Cantitatea cea mai mare din acest metan se găsește adsorbită în cărbune, rămînînd numai o anumită parte în stare liberă sub presiune, răspîndită în porii și crăpăturile fine ale cărbunilor. Cantități însemnate de metan sînt și în stratele marnoase sau nisipoase din complexul cărbunos, respectiv din vecinătatea stratelor de cărbuni. Acest metan poate proveni din substanța organică dispersă cuprinsă în aceste strate sau este metan migrat din stratele de cărbune. Dat fiind că în majoritatea cazurilor stratele de cărbuni sînt cuprinse într-un steril marno-argilos, permeabilitatea rocilor sterile din culcușul și acoperișul cărbunelui este, în general, mică. Acesta este și motivul pentru care din suprafețele acestor strate, dezvelite prin exploatarea cărbunelui, emanațiile de gaze sînt relativ lente și de lungă durată. Permeabilitatea cărbunilor este mult mai mare. Ea poate ajunge la circa de 30 ori mai mare față de cea a rocilor sterile din jur și de 2—5 ori mai mare, paralel cu stratificația, decît perpendicular pe ea. Astfel este de așteptat ca emanațiile cele mai frecvente și cu intensitatea cea mai mare să provină din stratele de cărbuni, în zonele

unde gazele au posibilitatea să se elibereze de presiunea la care sînt. Golul creat de exploatare face ca metanul din stratele de cărbuni — din acoperişul şi din culcuşul stratelor de cărbuni — să migreze spre abataje şi galerii în atmosfera locurilor de muncă, stingherind activitatea şi constituind un pericol de explozii.

Pentru înlăturarea concentrării metanului în atmosfera locurilor de muncă, se iau măsuri de evacuare a aerului cu metan (aeraj) şi de degazare prealabilă a zăcămîntului în exploatare. Metodele de degazare au tendinţa de a pune în libertate metanul din zonele care urmează să fie exploatate.

În bazinul Petroşani, mina Lupeni este considerată cea mai bogată în emanaţii de gaz metan. Degajările de gaz metan din această mină se fac atît din stratele de cărbuni în curs de exploatare, cît şi din stratele însoţitoare din culcuş şi acoperiş. Galeriile săpate în steril întîlnesc adeseori emanaţii de gaze provenite din suflători, din crăpături, din fisurile clivajului sau din faliile deschise de frontul de lucru, provocînd concentraţia metanului în frontul de lucru şi ajungînd repede la 5%. Durata de activitate a suflătoarelor variază. Se cunosc cazuri în care acestea se manifestă timp de 5—7 ani. Foarte adeseori în fronturile de lucru metanul apare din împuşcarea în cărbune. Drenarea metanului din stratele însoţitoare în spaţiul exploatat al stratului se produce intens la mina Lupeni. Cantităţile cele mai mari de metan drenat din stratele însoţitoare se observă în galeriile de aeraj ale abatajelor frontale sau ale camerelor. Acest metan inundă foarte rar toată linia frontului de abataj. Fenomenul se datoreşte dislocării rocilor, care are loc în urma excavării unui strat. Astfel se formează numeroase crăpături, care permit drenarea activă a metanului spre spaţiul exploatat. Concomitent cu aceasta, ca urmare a scăderii presiunii ce se exercită asupra stratelor însoţitoare din culcuşul şi din acoperişul stratului exploatat se produce o destindere a acestora şi metanul din ele se drenează parţial în spaţiul exploatat.

La mina Lupeni, stratele însoţitoare, care emană gaz metan în spaţiul stratului exploatat sînt: La exploatarea stratului 3:

— stratele din coperişul stratului 3 şi anume: stratul 4, exploatabil numai în blocul V, are grosimea de 0,20—2,90 m şi distanţa de la stratul 3 de 20—50 m;

— stratele din culcuşul stratului 3 şi anume: stratul 2 cu grosimea de 1,5 m şi la depărtare de stratul 3 de 15—17 m;

— pentru stratul 5, stratele însoţitoare sînt: în coperiş stratul 6 (neexploatabil). Are grosimea de 0,20 m şi distanţa de stratul 5 de 15—17 m. Stratul 7 (neexploatabil) are grosimea de 0,30 m şi depărtarea de stratul 5 de 25—27 m.

În culcuş, stratul 4, care are grosimea de 0,20—2,90 m şi depărtarea de stratul 5 de 25—30 m.

La exploatarea stratelor 8—9, stratele însoţitoare, din care se drenează metan în spaţiul exploatat al abatajelor frontale sînt: În coperiş:

Stratul 10, neexploatabil, are grosimea de 0,20 m şi se află la 5—6 m depărtare de stratele 8—9.

Stratul 11, neexploatabil, are grosimea de 0,15 m şi se află la 40 m depărtare de stratele 8—9.

Stratul 12, neexploatabil, are grosimea de 0,20 m şi 51 m depărtare de stratele 8—9.

În culcuş:

Stratul 7, neexploatabil, are grosimea de 0,30 m şi 20—21 m depărtare de stratele 8—9.

Stratul 6, neexploatabil, are grosimea de 0,25 şi 32 m depărtare de stratele 8—9.

La exploatarea stratului 13, stratele însoţitoare din care se drenează metan în spaţiul excavat al abatajelor sînt:

În coperiş:

Stratul 14 cu grosimea de 2,5 m şi 30—26 m depărtare de stratul 13.

În culcuş:

Stratul 12, neexploatabil, are grosimea de 0,20 m şi 20—25 m depărtare de stratul 13.

Ca urmare a exploatării se naşte în zăcămînt un dezechilibru tectonic, acesta cauzînd migrarea metanului.

Marea capacitate de migrare a metanului îl face să circule prin crăpăturile rocilor, la distanţe apreciabile pe locurile de destindere a stratelor însoţitoare.

În timpul săpărilor, atît galeriile direcţionale în steril cît şi galeriile transversale deschid crăpăturile amintite şi recepţionează în profilul lor cantităţi mari de metan.

La mina Lupeni, galeriile transversale, care deschid orizonturi noi în stratele de cărbuni, sînt de o deosebită importanţă. Este necesar pentru ca înaintarea acestor galerii să se poată face succesiv, ca să se facă în prealabil degazarea stratelor de steril din jurul galeriilor.

În principiu metodele de degazare au tendinţa de a pune în libertate metanul din zonele de destindere a stratelor, create de exploatare. Metanul pus în libertate circulă către golul lucrărilor miniere pe crăpăturile care se formează în zona destinsă, din jurul acestora. Zonele de destindere de deasupra golurilor sînt zone de subminare, iar cele inferioare zone de supraminare. Migrarea metanului este mult accelerată, dacă în zona destinsă se creează artificial depresiuni prin găuri de sondă sau prin lucrări miniere. Astfel, degazarea stratelor de cărbuni se poate face prin săparea de sondaje de absorbţie sau prin galerii făcute în zonele de destindere, create de subminare sau supraminare.

Concluzii

Din cele expuse rezultă că depozitele bazinului Petroşani sînt alcătuite din 7 orizonturi litologice distincte, dintre care orizontul I productiv cuprinde strate importante de cărbuni exploatabili. În cuprinsul acestui orizont sînt şi hidrocarburile. Hidrocarburile gazoase şi lichide sînt legate genetic de acest orizont. Ele nu constituie un obiectiv de exploatare. Prin degajarea lor în spaţiul minei provoacă concentrări de metan, care nu pot fi eliminate decît prin aerare. În vederea evitării exploziilor se impune degazarea prealabilă a zonelor programate pentru exploatare. Experienţa şi sondele de explorare au arătat că concentraţia în metan creşte proporţional cu adîncimea, astfel că o dată cu adîncirea minelor va trebui să se intensifice măsurile de degazare a stratelor de cărbuni şi a zonelor de subminare şi de supraminare din jurul lor. Metodele de degazare cele mai eficace sînt sondajele de mică adîncime, executate din subteran, galeriile din subteran şi sondele de gaze săpate de la suprafaţă. Degazarea are ca obiectiv eliberarea gazului din zonele destinse în cazul sondajelor şi galeriilor subterane sau crearea de zone de destindere în zăcămînt, prin săparea sondelor de gaze de la suprafaţă.

Bibliografie

[1] Beraru A.: *Exploatarea stratelor de cărbuni supuse erupţiilor instantanee de cărbune şi gaze.* Revista Minelor, nr. 1, 1955.

[2] Bogdan Gh. P.: *Formele de apariţie şi de degajare a metanului din zăcăminte şi roci, în ţara noastră.* Revista Minelor, nr. 1, 1957.

[3] Drăghindă I.: *Raport asupra cercetărilor geologice din regiunea de NE a bazinului Petroşani.* Comit. Geologic. 1956.

[4] I.D.T.: *Problema gazului metan în exploatările miniere.* Vol. I. *Degajările de metan.* Culegere de material documentar, 1955.

[5] Lidin G. D.: *Degajările de gaze în minele de cărbuni şi măsuri pentru combaterea lor.* Ugletehizdat, 1952.

[6] Macovei Gh.: *Bazinul terţiar de la Bahna.* An. Inst. Geolog. Rom., vol. III, Bucureşti, 1909.

[7] Manolescu G.: *Studiul geologic şi petrografic al Văii Jiului.* An. Rom. Mem. Secţ. Ştiinţ., seria a III-a, t. XII, 1937.

[8] Mateescu J.: *Studiul petrografic al cărbunilor de la mina Vulcan „Bazinul Valea Jiului".* Comit. Geologic 1955.

[9] Ministerul Minelor. D-ţia Geologică: *Degazarea minei Lupeni.* Arhiva Minist. nr. 7960.

[10] Mircea Ilie şi Manolescu G.: *Calcares organogènes dans le bassin de Petrosani.*

[11] Paki E.: *Metode noi de combatere a metanului şi posibilitatea aplicării lor în minele din Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 10, 1956.

[12] Răileanu Gr.: *Burdigalianul de pe P. Sălătruc şi consideraţii generale asupra bazinului Petroşani.*

[13] Simionescu I.: *Asupra unui Anthracotherium de la Petroşani.* An. Rom. Secţ. Ştiinţ. seria a III-a, t. X, nr. 6, 1935.

[14] Voicu Gh.: *Cercetări geologice şi micropaleontologice în bazinele Bahna şi Petroşani.* D. d. s. Com. Geologic. Rom, vol. XXXVIII, Bucureşti 1954.

[15] Voiteşti I. P.: *Le bassin de Petrosani dans le cadre géologique des dépressions carpatiques internes.* Bull. Soc. Roum., vol. I, 1932.

Consideraţii asupra raţionalizării operaţiilor la săparea lucrărilor miniere orizontale în minele din Valea Jiului

Conf. ing. **Leţu Nicolae,** ing. asist. **Nagy Bela,** ing. **Tat Sabin**

Institutul de Mine — Petroşani

Producţia minelor din bazinul carbonifer Valea Jiului se remarcă printr-o dinamică progresivă. Reţeaua de galerii săpate în cărbune şi steril pentru următorii ani însumează lungimi de ordinul miilor de metri, iar timpul lor de execuţie condiţionează termenele de dare în exploatarea a noilor mine şi sectoare.

Măsurile tehnice introduse în ultimii ani cu scopul de a reduce, în general, timpul de dare în exploatare a zăcămintelor prin creşterea vitezelor de săpare au fost îndreptate spre mecanizarea celor mai grele operaţii de la înaintări şi anume mecanizarea perforajului şi a încărcării rocii. Astfel, în stadiul actual, operaţia de perforaj la toate minele din Valea Jiului este mecanizată în întregime, iar încărcarea rociiparţial.

Deşi mecanizarea încărcării nu poate fi considerată epuizată, totuşi se constată că atît la locurile de muncă, unde încărcarea rocii se face manual cît şi acolo unde aceeaşi operaţie se face mecanizat, viteza medie de săpare este aproape aceeaşi, menţinîndu-se între 25 şi 35 m pe lună (tabela 1).

Dacă vom admite ritmul de săpare a lucrărilor miniere din anul 1955 egal cu unitatea, ritmul de săpare comparativ pentru anii următori se menţine în jurul aceleiaşi valori (tabela 2).

Din datele tabelelor 1 şi 2 se poate deduce că măsurile tehnice în domeniul mecanizării tuturor operaţiilor de săpare (adică folosirea maşinilor de încărcat, a perforatoarelor etc) nu au produs schimbări importante asupra ritmului de săpare.

În afară de însemnătatea realizării ritmului ridicat de săpare, o importanță hotărîtoare o are și problema productivității muncii la înaintări. În minele din Valea Jiului sute de muncitori sînt angrenați la săparea lucrărilor miniere, iar creșterea productivității muncii lor constituie o măsură foarte importantă.

Situația productivității muncii la înaintări este inclusă în tabela 3.

o deosebită atenție perfecționării construcției perforatoarelor, prin majorarea numărului de lovituri și a lucrului mecanic de lovire a pistonului. În tabela 4 sînt incluse date comparative referitoare la unele perforatoare fabricate la noi în țară și în străinătate.

Din datele prezentate în tabela 4, se observă clar tendința exprimată de a se mări numărul de lovituri ale pistonului și lucrul mecanic al

Tabela 1

Viteza medie lunară a lucrărilor de înaintare în steril

Anii / Mina	1955				1956				1957			
	III	VI	IX	XII	III	VI	IX	XII	III	VI	IX	XII
Lonea	22,9	23,7	19,3	24,7	26,9	26,6	23,6	22,9	26,5	22,5	26,9	28,5
Petrila	23,4	26	26,1	29,5	28,2	28,8	29,3	29,5	29	28,8	30,5	42,6
Aninoasa	28,8	30,5	28,9	31,2	32,6	30,1	30,8	21,5	31,7	35,3	33,8	32,4
Vulcan	28,8	29,2	28,8	28,5	28,1	29,8	43,4	30,4	31,1	30,6	32,9	32,4
Lupeni	24	22,5	24,8	24	27	26,3	26,2	22,1	26,6	25,2	23	30,2
Uricani	28	35	37	32	27	38	33	30	25	30	32	28

Tabela 2

Anii / Mina	1955		1956		1957	
	m	coef.	m	coef.	m	coef.
Lonea	22,6	1	25	1,10	26,1	1,15
Petrila	26,2	1	28,9	1,10	32,7	1,25
Aninoasa	29,8	1	28,7	0,97	33,3	1,12
Vulcan	28,8	1	32,9	1,15	34	1,18
Lupeni	23,8	1	25,4	1,07	26,5	1,10
Uricani	33	1	32	0,97	28,8	0,87

loviturii la perforatoarele moderne, în vederea creșterii vitezei de perforare a găurilor de mină.

În prezent, nu este rezolvată problema numărului optim de lovituri pe minut.

În timpul perforării sînt obligatorii folosirea instalațiilor ajutătoare, în special, este rațională folosirea suporturilor pneumatice. Aceste instalații sînt simple, se montează ușor, au dimensiuni și greutate redusă, pot fi confecționate la atelierele minei (fig. 1).

Folosirea suporturilor pneumatice asigură îmbunătățirea procesului de perforare, permite ma-

Tabela 3

Anii / Mina	1955				1956			
	III	VI	IX	XII	III	VI	IX	XII
Lonea	0,843	0,820	0,894	0,787	0,790	0,800	0,786	0,849
Petrila	0,755	0,787	0,687	0,794	—	—	—	—
Aninoasa	0,784	0,857	0,841	0,678	—	—	—	—
Vulcan	—	—	—	—	0,677	—	—	—
Lupeni	0,929	1,326	0,928	1,003	0,729	0,870	0,830	0,722
Uricani	0,968	1,040	0,966	0,617	0,839	1,085	0,974	0,854

Experiența brigăzilor din minele fruntașe ale Văii Jiului a arătat că realizarea unor indici mai ridicați este posibilă și cu utilajul existent, cu condiția de a perfecționa organizarea executării operațiilor de bază și a celor auxiliare.

Apare, deci, evidentă necesitatea examinării acestor operații după cum urmează :

Perforarea găurilor

Perforarea găurilor la executarea lucrărilor în steril se face cu ajutorul perforatoarelor pneumatice percutante de tipul CP-19, OM-506, Böhler, Flottman etc. În străinătate se acordă

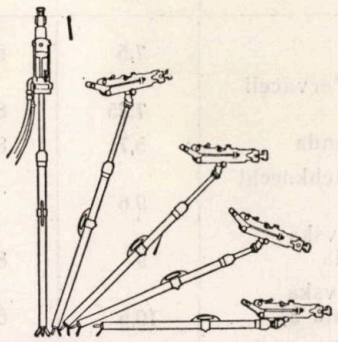


Fig. 1.

jorarea numărului de perforatoare la locul de muncă, scurtarea timpului de perforare, menținerea unui efort axial constant de 80—100 kg. Perforatoarele percutante montate pe suporturi pneumatice și-au afirmat superioritatea lor practică și, treptat, scot din uz perforatoarele

Tabela 4

Uzina de fabricație Tipul perforatorului	Greutatea	Numărul de lovituri pe minut la presiunea de 5 at.	Lucrul mecanic de lovire, kgm
CP — 19 (R. P. R.)	19	2 301	1,7
CP — 38 (R. P. R.)	38	2 000	2,16
PR — 23 (U. R. S. S.)	24,45	3 000	5,00
PRS — 3 (U. R. S. S.)	23,76	3 000	4,00
Böhler SH 20 — (Austria)	19,5	2 350	3,7
Krupp Superham (R. F. G.)	20	3 000	—
Demag (R. F. G.)	19	3 000	3,1
Medon S. R. N. (Franța)	21	3 050	—
Atlas Diesel RH — 754 — 1W (Suedia)	22	3 050	4,2
Tempella T — 10 (Finlanda)	19,9	3 500	4,3

grele, montate pe coloane sau pe cărucioare de perforat. Astfel, de xemplu, în Suedia, în 1938, numărul perforatoarelor grele pe coloane era în proporție de 98%, iar al celor ușoare cu suport pneumatic de 2% ; în anul 1946, proporția ajunsese la 12 și 88%.

Cîteva date mai importante în legătură cu perforarea găurilor în steril cu indicii optimi obținuți la minele din Valea Jiului și străinătate se dau în tabela 5.

Analiza datelor din tabela 5 permite să ne formăm părerea că viteza de perforare în minele noastre este mai redusă, explicația acestei situații fiind dată de o serie de factori : insuficientă presiune a aerului comprimat, perforarea uscată a găurilor, calitatea necorespunzătoare a tăișului sfredelului, lipsa suporturilor etc.

Relativ la mărirea vitezei de perforat trebuie ținut seamă de experiența Cehoslovaciei, unde se observă tendința de a se folosi la perforarea găurilor presiunea aerului comprimat pînă la 8 at.

Mărimea presiunii aerului comprimat are o influență hotărîtoare asupra tuturor indicilor de lucru al perforatoarelor, adică asupra numărului de lovituri, lucrului mecanic de lovire, numărului de rotație al sfredelului, momentului de rotire al sfredelului și vitezei de perforare (tabela 6, 7 și fig. 2).

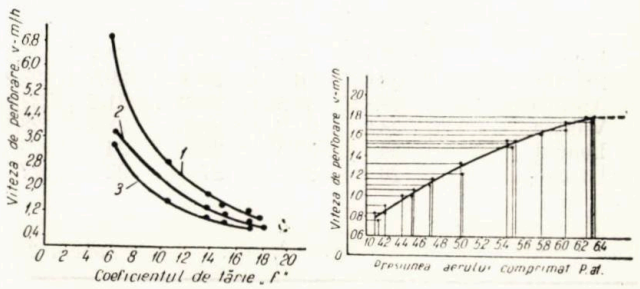


Fig. 2.
1 — pentru presiunea de 6 at ; *2* — pentru presiunea de 5 at ; *3* — pentru presiunea de 4,5 at.

Din datele incluse în tabelele 6 și 7 putem stabili că toți indicii de lucru ai perforatoarelor pneumatice — în urma creșterii presiunii aerului comprimat — se îmbunătățesc. Prin urmare, în mod obligatoriu se impune necesitatea de a se folosi toate mijloacele tehnice posibile, pentru ca în toate locurile de muncă în subteran presiunea aerului să nu coboare sub 5—6 at.

Pentru a se mări presiunea aerului la săparea lucrărilor miniere cu utilaj pneumatic, este rațională recomprimarea aerului la locul de muncă, folosind în acest scop compresoare cu o treaptă, care, mărind presiunea aerului pen-

Tabela 5

Denumirea	Profil de săpare, m²	Tăria rocii, *f*	Viteza de perforare, m/h	Suprafața pentru 1 perf., m²	Mijloc de montare al perforării	Timpul de perforare raportat la 1 m de avansare, min
Mina Lupeni	7,5	6—5	5,4	3,75	Tub telescopic simplu	120
Mina nr. 6 Tervaceli U.R.S.S.	7,25	8—10	5,5	3,6	Sup. pneum.	200
Mina Karaganda	5,7	8—12	5	1,9	Idem	108
Mina Karl Liebknecht Krivoi-Rog	9,6	14	8	1,6	Idem	50
Mina Jakimovska Cehoslovacia	9	8—9	8,5	0,9	Idem	23
Mina Jakimovska (transversală 3)	10,5	6—8	9	1	Idem	26
Mina Bulgaria R. P. Bulgaria	7,1	7	7,2	1,4	Idem	30

Tabela 6

Presiunea aerului	Numărul de lovituri		Numărul de rotații ale sfredelului		Momentul de rotire		Lucrul mecanic la lovire		Consumul de aer, m³/min		Tipul perforatorului
At.	Abs	%	Abs	%	Abs	%	Abs	%	Abs	%	
3	1 450	88	116	71	175	95	2,3	66	1,6	73	OM — 506
4	1 656	100	164	100	183	100	3,5	100	2,2	100	
5	1 863	113	213	130	184	101	4,75	125	2,7	123	
4	1 850	100	285	100	80	100	2,95	100	1,9	100	PA — 23
5	2 100	113	350	123	97	121	3,56	121	2,50	128	
6	2 250	122	400	140	114	143	4,49	107	3,02	154	
7	2 350	127	385	135	130	163	5,80	197	3,4	173	

Tabela 7

Tipul perforatorului	Presiunea aerului, at	Viteza de perforat, mm/min	Consumul de aer la perforarea 1 m de gaură, m³	Consumul de energie electrică la 1 m de gaură, kWh
OM — 506	5	79	35,6	3,06
	7	144,5	27,5	2,71
PA — 23	5	77	30,5	3,0
	7	104,6	31,4	3,09

tru o galerie anumită, permite a se evita reconstrucția costisitoare a tuturor instalațiilor pneumatice (fig. 3).

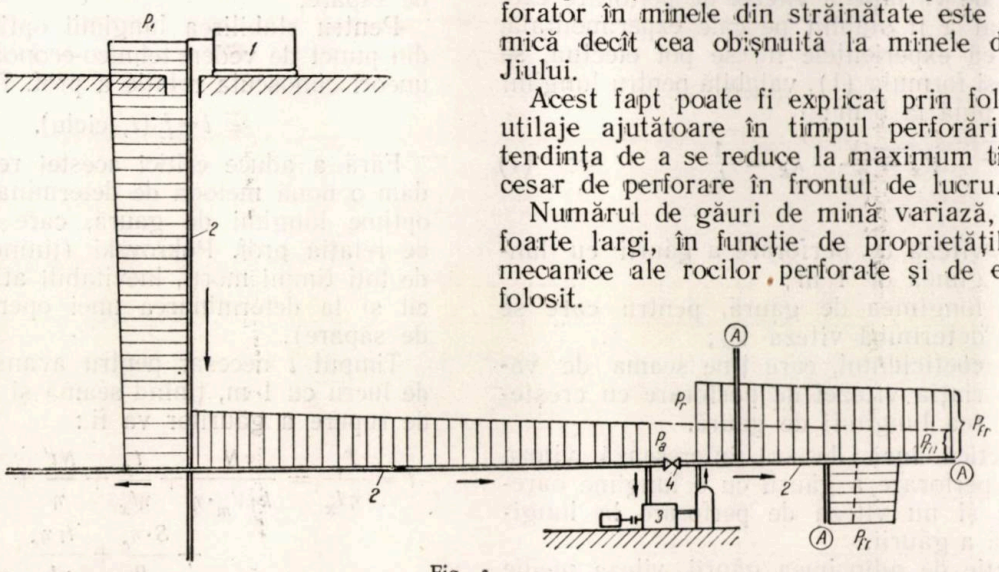


Fig. 3

1 — stația principală de compresoare; 2 — conducte de aer comprimat; 3 — stație de recomprimare; 4 — ventil; P_1 — presiunea aerului la ieșirea din stația principală; P_a — presiunea aerului la ieșirea din stația de recomprimare; P_r — presiunea aerului la ieșirea din stația de recomprimare; P_{fr} — presiunea aerului în front după recomprimare; P_{fn} — presiunea aerului în front fără recomprimare; P_f — presiunea necesară în front; *A* — front de lucru cu consumatori de aer comprimat.

Relativ la perforarea umedă, aceasta este recomandată, oferind — deocamdată — mijlocul cel mai sigur în lupta contra prafului.

Tot în cadrul acestei lupte, Institutul de cercetări din Radvanice (de lîngă Ostrava) dispune de un perforator prevăzut cu un dispozitiv de absorbție a prafului prin orificiul central al sfredelului, praful fiind captat într-un rezervor.

Inovația este foarte ingenioasă, deoarece s-a reușit captarea prafului într-un procentaj de aproape 100%.

Suprafața frontului ce revine pentru un perforator în minele din străinătate este mult mai mică decît cea obișnuită la minele din Valea Jiului.

Acest fapt poate fi explicat prin folosirea de utilaje ajutătoare în timpul perforării și prin tendința de a se reduce la maximum timpul necesar de perforare în frontul de lucru.

Numărul de găuri de mină variază, în limite foarte largi, în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor perforate și de explozivul folosit.

Așa, de exemplu, în Cehoslovacia la săparea galeriilor transversale, numărul de găuri pe 1 m² de suprafață a frontului de lucru este de 2,2—3,0 găuri, la mina K. Liebknecht U.R.S.S. — 3,0 găuri, la mina Lonea — 3,1, la mina Lupeni — 2,5 găuri de mină

Astfel se poate constata că numărul de găuri de mină cu un diametru standardizat pe 1 m² de galerie este de 2,2—3,2.

Problema stabilirii lungimii optime a găurilor în minele din Valea Jiului pînă în prezent n-a fost rezolvată. Deocamdată, se poate considera stabilit faptul că lungimea găurilor trebuie să se determine strict în raport cu durata ciclului de săpare, adică :

$$l = f\ (t,\ \text{ciclu}).$$

În afară de aceasta, alegerea lungimii de gaură trebuie efectuată ţinîndu-se seama şi de viteza de perforare.

Variaţia vitezei de perforare, o dată cu creşterea lungimii de gaură, se comportă diferit la perforarea rotativă decît la cea percutantă.

Astfel, la perforarea rotativă viteza de perforare în unitatea de timp nu depinde de lungimea de gaură, pentru limitele cuprinse între 5—6 m.

La perforarea percutantă, viteza de perforare scade o dată cu creşterea lungimii de gaură.

Gradul de variaţie a vitezei de perforare este recomandat a fi stabilit pe cale experimentală, în cazul că experienţele nu se pot efectua, se poate folosi formula (1), valabilă pentru lungimi de gaură pînă la 5 m :

$$V_x = \frac{V}{l_x} \quad k_g = \frac{1}{l_x} \tag{1}$$

în care :

V este viteza de perforare a găurii cu lungimea de 1 m ;
l_x — lungimea de gaură, pentru care se determină viteza V_x ;
k_g — coeficientul, care ţine seama de variaţia vitezei de perforare cu creşterea lungimii de gaură.

În practică însă deseori interesează viteza medie de perforare a găurii cu o lungime oarecare dată şi nu viteza de perforare la lungimea finală a găurii.

În funcţie de adîncimea găurii, viteza medie de perforare poate fi exprimată cu ajutorul relaţiei :

$$(l_2 - l_1)\, V_m = \int_{l_1}^{l_2} \frac{V}{\sqrt{l_x}}\, dl_x = V \int_{l_1}^{l_2} \frac{l_x^{\frac{1}{2}}}{\frac{1}{2}} = 2V(\sqrt{l_2} - \sqrt{l_1})$$

de unde :

$$V_m = 2\,V \frac{\sqrt{l_2} - \sqrt{l_1}}{l_2 - l_1}$$

Transformînd ultima expresie obţinem :

$$V_m = \frac{2\,V}{\sqrt{l_1} + \sqrt{l_2}} \tag{2}$$

în care :

l_1 este adîncimea iniţială a găurii ;
V — viteza de perforare la adîncimea l_1 a găurii ;
l_2 — adîncimea finală a găurii ;
V_m — viteza medie de perforare a găurii pentru adîncimea l_2.

Analiza practicii săpării lucrărilor miniere a permis să se stabilească că, în general, lungimea de gaură nu depinde de profilul lucrării miniere (tabela 8).

De asemenea lungimea de gaură nu are o influenţa hotărîtoare asupra ritmului de săpare

Tabela 8

Indici	Mina nr 6 Tervaceli	Mina de bauxită din Ural	Mina Stanislau	Mina Iakimovska	Mina Bulgaria	Mina Liebknecht	Mina Lupeni
Profil m²	7,26	9,5	9,5	10,5	7,1	9,6	10
Lungimea găurilor, m	2,0	1,8	3,0	3,3	1,5	2,9	1,30

al lucrărilor miniere. Acest fapt se poate urmări după datele practice de săpare în minele din Cehoslovacia (tabela 9).

Mărimea lungimii găurilor contribuie — o dată cu ceilalţi factori — la creşterea ritmului de săpare.

Pentru stabilirea lungimii optime a găurilor din punct de vedere tehnico-economic, se folosea uneori cunoscuta relaţie a prof. Pokrovski :

$$l = f\ (t,\ \text{ciclu}).$$

Fără a aduce critici acestei relaţii recomandăm o nouă metodă de determinare a celei mai optime lungimi de gaură, care este inspirată de relaţia prof. Pokrovski (ţinînd seama însă, de toţi timpii morţi, inevitabili atît la pregătire, cît şi la determinarea unei operaţii a ciclului de săpare).

Timpul t necesar pentru avansarea frontului de lucru cu 1 m, ţinînd seamă şi de coeficientul de rupere a găurilor va fi :

$$t = \frac{T_c}{\eta l_x} = \frac{N}{k \cdot V_m \cdot \eta} + \frac{t_p}{\eta l_x} + \frac{Nt'}{\eta} + \frac{t_v}{\eta l_x} + \frac{t_z}{\eta l_x} + \frac{S \cdot \eta_c}{P} + \frac{t_i\, \eta_c}{\eta l_x} \tag{3}$$

în care :

T_c este timpul unui ciclu ;
ηl_x — lungimea optimă a găurii, m ;
N — numărul de găuri pe suprafaţa frontului ;
k — numărul de perforatoare ce lucrează simultan la locul de muncă ;
V_m — viteza medie de perforare ;
t_p — timpul de pregătire şi încheiere a operaţiei de perforare, min ;
t' — timpul pentru încărcarea 1 m de gaură, min ;

t_v — timpii consumaţi, pentru operaţii ajutătoare, care nu sînt în funcţie de lungimea găurii ;
t_z — timpul pentru împuşcare şi aeraj ;
S — suprafaţa frontului de lucru, m² ;
η_c — coeficient care ţine seamă de suprapunerea operaţiei de perforare cu cea de încărcare ;
P — productivitatea la încărcarea rocii împuşcate, m³/min ;
t_i — timpii necesari pentru pregătirea şi încheierea operaţiei de încărcare a rocii.

Inlocuind în relaţia (3) pe V_m cu expresia cunoscută

$V_m = \frac{2V}{\sqrt{l_1}+\sqrt{l_x}}$ şi ţinînd seama că $l_1 = 1$ (unitatea)

$V_m = \frac{2V}{1+\sqrt{l_x}}$ de unde,

$$t = \frac{T_c}{\eta \cdot l_x} = \frac{N \cdot \sqrt{l_x}}{2k \cdot v\eta} + \frac{N}{2k \cdot v\eta} + \frac{Nt'}{\eta} + \frac{S}{P} \cdot \eta_c + \frac{t_p + t_a + t_x + t_i \cdot \eta_c}{\eta\, l_x} \cdot \quad (4)$$

Inlocuind în relaţia (4):

$$\frac{N}{2kv \cdot \eta} + \frac{Nt'}{\eta} + \frac{S}{P}\,\eta_c = A ;$$

$$\frac{t_p + t_a + t_z + t_i \cdot \eta_c}{\eta\, l_x} = B ; \quad \frac{N\sqrt{l_x}}{2vk\,\eta} = C.$$

obţinem :

$$t = A + \frac{B}{l_x} + C\sqrt{l_x}$$

$$\frac{dt}{dl_x} = -\frac{B}{l_x^2} + \frac{C}{2\sqrt{l_x}} = 0$$

sau

$$\frac{B}{l_x^2} = \frac{C}{2\sqrt{l_x}}$$

de unde

$$\frac{2B}{c} = l^{2/3} \quad \text{sau} \quad l_x = \frac{(2B)^{2/3}}{c} \cdot$$

Introducînd în ultima expresie valoarea lui B şi C, obţinem relaţia care determină lungimea optimă de gaură :

$$l_x = \left(\frac{4vk}{N} \sum t_{\text{pr. inch}}\right)^{2/3}$$

Din această relaţie reiese că lungimea optimă de gaură se măreşte cu creşterea vitezei de perforare, v ; cu numărul de perforatoare ce lucrează concomitent la locul de muncă, k ; cu timpii de pregătire şi încheiere inerenţi fiecărei operaţii din ciclul proceselor de lucru $\Sigma t_{p \cdot inch}$ şi cu reducerea numărului de găuri N.

Atît cercetările, cît şi observaţiile practice au arătat că cel mai înalt ritm de săpare a fost atins, cînd lungimea găurilor a înregistrat valori în limitele de 2,5—3,5 m.

Amplasarea găurilor în timpul săpării lucrărilor miniere la minele din Valea Jiu'ui se face, de obicei în funcţie de direcţia fisurilor, întocmindu-se pentru fiecare loc de muncă, actul de perforare-împuşcare.

In ultimul timp s-a experimentat plasarea găurilor de sîmbure paralel cu axa lucrării miniere, denumită şi schema de amplasare a găurilor cu sîmbure cilindric, care a dat rezultate satisfăcătoare, la mina Lupeni obţinîndu-se o viteză de 52 m pe lună.

Această schemă de amplasare urmează a fi generalizată în minele din Valea Jiului, datorită multiplelor sale avantaje.

Lucrările de împuşcare

In domeniul lucrărilor de împuşcare, în tehnica mineritului mondial se constată tendinţa de a se asigura ruperea rocii la dimensiuni mai mici, uniformizarea granulometriei materialului şi scăderea consumului de explozivi.

Cîteva exemple referitoare la consumul de explozivi înregistrate în timpul săpării lucrărilor miniere sînt date în tabela 10.

Practica lucrărilor de săpare în minele din Valea Jiului a constatat necesitatea folosirii unor explozivi de sortiment mai variat.

In afară de dinamită a cărei folosire este delimitată de normele N.T.S. — toate celelalte materiale explozive admise a fi folosite în subteran fac parte din grupa explozivilor cu bază de azotat de amoniu, ale căror dezavantaje sînt cunoscute.

In minele din Anglia şi Franţa la înaintările în cărbune se experimentează abatajul cu aer comprimat, iar minele din R. Cehoslovacă folosesc explozivii brizanţi în medii grizutoase.

Abatajul cu aer comprimat se bazează pe expansiunea acestuia, realizîndu-se astfel lucrul mecanic necesar dislocării cărbunelui.

Dispozitivul de abatajpropriu-zis (fig. 4) constă dintr-un tub cu pereţii groşi, avînd diametrul de 50—75 mm, lungimea corespunzînd, de obicei, lungimii găurii.

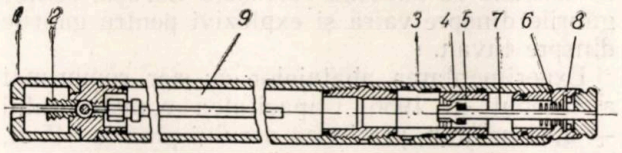


Fig. 4.

Dispozitivul este închis la un capăt cu o piesă filetată *1* în care este introdus un tub subţire *2*, la care se leagă furtunul, prin care aerul comprimat este adus în interiorul cilindrului *9*. La celălalt capăt al dispozitivului este chiulasa *3* prevăzută cu orificiul de evacuare *4*. Aceste orificii sînt acoperite cu pistonul *5*, care este ţinut în poziţia de închidere prin intermediul arcului de presiune *6*, care dezvoltă o forţă de 14 kg.

Tabela 9

Indici	Galerii de coastă				Galerii transversale				
	N1	N2	N2	N5	1	2	3	Iakimovska	
Lungimea găurilor,	1,5	1,3	2	1,6	2	2,5	3,1	3,5	2,8
Ritmul realizat, m	203,8	155,5	260	435,5	434	520	693	870,5	1 021

Tabela 10

Denumirea minei	Profilul lucrărilor, m²	Roci perforate	Tipul explozivului	Consumul specific, kg/m³
Transversala K. Liebknecht (U.R.S.S)	19,6	Jaspilite	Amonită B—3	5,0
Mina Iakimovska (Cehoslovacia)	10,5	Șisturi algokiene	Gelatin-donarită	2,25
Transversala 3 Mina Iakimovska (Cehoslovacia)	8,8	Idem	Amonită	3,1
Mina Monocrater (S.U.A.)	9,5	Roci vulcanice	Dinamită	3,25
Mina Polidon-Sols (S.U.A.)	10,9	Granite	Dinamită	4,35
Mina Bridolbain (Anglia)	7,0	Epidiorite	Polar-amonită	3,4
Mina Garmoni (Uniunea Sud Africană)	9,9	Granite	Dinogel	4,2
Mina Lupeni (R.P.R.)	7	Gresie	Dinamită	0,900
Mina Lupeni (R.P.R.)	7,5	Gresie	A.G. II S	1,300

În tija de piston găurită *7* se introduce înainte de împușcare știftul *8*, care reține pistonul *5* pînă cînd presiunea din cilindrul *9* ajunge la 770 at. În acest moment știftul *8* este retezat de presiune, iar pistonul *5* aruncat înapoi. Aerul comprimat este evacuat brusc prin orificiul *4* și datorită expansiunii spontane contribuie la dislocarea cărbunelui.

La mina Coppis (Anglia), pînă la experimentarea abatajului cu aer comprimat, la înaintările în cărbune se foloseau cartușele Cardox, pentru găurile dinspre vatră și explozivi pentru găurile dinspre tavan.

Experimentarea abatajelor cu aer comprimat a început în 1956. Capacitatea compresorului — 2,83 m³/min, presiunea aerului pînă la 845 at, puterea motorului — 50 kW.

Compresorul se decuplează cu ajutorul unui regulator de presiune, la presiunea aerului în rețea de 816 at și se cuplează la presiunea de 703 at.

Schema instalației de aer comprimat folosită la mina Coppis este redată în fig. 5.

Pentru reducerea timpului de trecere de la o gaură la alta, dislocarea cărbunelui se realizează cu două cartușe. Șase cartușe se „pușcă" în 6 minute.

Rezultate comparative sînt incluse în tabela 11.

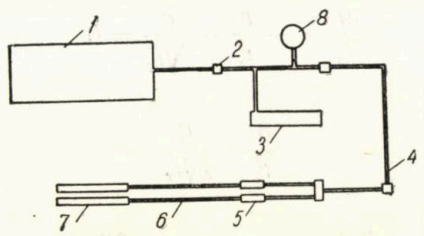


Fig. 5.

1 — compresor; *2* — supapă de reținere; *3* — recipient; *4* — furtun de cauciuc de înaltă presiune; *5* — robinet de dirijare; *6* — furtun armat prelungit pînă la locul de muncă; *7* — cartușe cu aer comprimat; *8* — manometru.

Tabela 11

Repartizarea timpului pe ciclu-minute		
Operații	Felul împușcării	
	Cardox și explozivi (8 găuri)	Aer comprimat (6 găuri)
Perforare	10	9
Încărcare și împușcare	19	6
Încărcarea cărbunelui	18	18,5
Total	47	33,5

Astfel, la perforare, împuşcare şi încărcare se economisesc 13 min. La abatajul cu aer comprimat, preţul de cost a fost redus cu 37,3% în comparaţie cu preţul de cost a 1 t cărbune la împuşcare cu explozivi.

In urma experimentării s-au tras următoarele concluzii :

— numărul găurilor se reduce cu 25%;

— lipsa gazelor nocive la locul de muncă după împuşcare ;

— cărbunele rezultat în urma ruperii cu aer comprimat este aruncat la 0,6—0,9 m de front;

— este evitată aprinderea gazului metan ;

— se reduce preţul de cost al tonei de cărbune.

Dezavantaje : Metoda este complexă, impune o reţea foarte întinsă de conducte calculate pentru presiuni înalte.

Folosirea explozivilor brizanţi în mediul grizutos se bazează pe principiul influenţei gazelor inerte asupra limitei de explozie a amestecului de metan cu aer. Lucrările sînt în curs de experimentare şi la noi, la Staţia de Securitate Minieră din Petroşani.

In minele din Valea Jiului, aprinderea încărcăturilor explozive din găuri se face în majoritatea cazurilor electric. In anul 1955 a fost expus de către colectivul condus de ing. Kota (R.P.U.) principiul împuşcării cu întîrzieri de miimi de secundă după care nu au mai avut loc încercări asemănătoare.

In U.R.S.S. şi R.P.U. studierea împuşcării cu întîrzieri de miimi de secundă a permis să se găsească o serie de legi şi un cîmp larg de aplicare, deoarece printr-o corectă determinare a amplasării, a adîncimii şi a timpului de întîrziere se pot obţine rezultatele cele mai bune.

Încărcarea sterilului

In stadiul actual lucrările de săpare se bazează exclusiv pe utilizarea maşinilor de încărcat sterilul.

Actualmente, maşinile de încărcat de tipul unei lopeţi mecanizate — PML au cea mai largă extindere.

In tabela 12 se dau unele date asupra diferitelor tipuri de maşini, precum şi asupra productivităţii realizate.

Analizînd datele din tabela 12 putem stabili următoarele :

Tipul principal de maşini de încărcat este maşina PML.

In timpul săpării mai multor lucrări miniere a fost atinsă o productivitate foarte ridicată a maşinilor de încărcat.

Productivitatea maşinii de încărcat creşte o dată cu mărirea capacităţii vagonetelor şi cu perfecţionarea operaţiilor de manevrare.

Se observă tendinţa de a se folosi în timpul încărcării sterilului instalaţii de manevrare intermediare, sub care se aşază 4—9 vagonete. Aceste instalaţii permit mărirea considerabilă a productivităţii maşinii. Astfel, la mina K. Liebknecht, încărcarea unui vagonet folosind instalaţii de manevrare intermediare a necesitat 3,6 min, iar în cazul încărcării directe în vagonet, 8,5 min.

Productivitatea ridicată a maşinilor de încărcat realizată în minele din R. Cehoslovacă, unde se folosesc vagonetele de capacitate mică (0,6 m³), şi a plăcilor de încrucişare a vagonetelor poate fi explicată printr-o organizare foarte precisă a lucrului şi o înaltă calificare a minerilor.

Cu acelaşi tip de maşini — lopata mecanică EPM 1 — la Lupeni au fost realizate 65 m în

Tabela 12

Denumirea	Tipul maşinii de încărcat	Productivitatea maşinii, m³/h	Timpul de încărcat raportat la 1 m de avansare a frontului, s	Transport		Timpul necesar pentru înlocuirea vagonetului s
				Capacitatea vagonetelor, m³	Schema de manevrare	
SUBR (U.R.S.S.)	PML—5	7,6	72	0,6	Dublaţii demontabile	90
Mina K. Liebknecht (U.R.S.S.)	PML—5	10,2	66	2,0	Instalaţii de manevrare a vagonetelor	—
Mina Iakimovska (R. Cehoslovacă)	PML—5	33,0	18,5	0,6	Platformă metalică	10,6
Mina Iakimovska transversala nr. 3	PML—5	23,5	24	0,65	Idem	20
Mina Bulgaria (R.P. Bulgaria)	PML—5	11,5	37	2,5	Instalaţii de manevrare	—
Mina Stanislau (Anglia)	Kawery	16,0	26	1,2	Dublaţii	10
Mina Garmoni (Africa de Sud)	Eimko—40	19,0	30	2,7	Dublaţii	—
Mina Lupeni (orizontul 670)	EMP—1	4,4	150	1,0	—	—

27 zile lucrătoare, într-o galerie simplă, şi 75 m în 27 zile, într-o galerie cu profil dublu.

Rezultate similare sînt obţinute şi în alte mine, ele poartă însă acelaşi caracter izolat şi sporadic.

Dacă s-ar studia cele mai eficace măsuri organizatorice şi cele mai eficace forme de a stimula interesul minerilor pentru învăţarea şi perfecţionarea felului de a lucra cu maşina de încărcat, această preocupare constituind sarcina de bază pentru ingineri, care sînt adepţi convinşi ai superiorităţii mecanizării, desigur că aceste rezultate vor putea fi cu mult îmbunătăţite.

Există însă formată o părere potrivit căreia maşinile de încărcat de tipul EPM-1 au un gabarit mult prea mare faţă de secţiile lucrărilor miniere, ele nu corespund condiţiilor din Valea Jiului, încurajîndu-se astfel tendinţa de a nu folosi acest utilaj.

In realitate, lucrările din Valea Jiului săpate în steril au secţiuni diferite, cuprinse în limite foarte largi, de la 5,4 la 15 m², iar inaccesibilitatea maşinilor amintite nu poate continua a fi invocată ca un argument permanent pentru motivarea situaţiei existente.

Introducerea oricărui tip de maşină la încărcarea rocilor nu poate duce la rezultate scontate fără a se pregăti, în prealabil, personalul de deservire cu o conştiinţă corespunzătoare. Trebuie cîştigată încrederea personalului în superioritatea mecanizării, iar acest lucru cere mult timp şi tact. Succesul depinde şi de menţinerea unei discipline a muncii, de colaborare, care trebuie să existe între personalul de conducere şi mineri.

Cu cît principiile organizatorice moderne în domeniul mecanizării vor fi stăpînite temeinic de însuşi personalul de conducere al minei, cu atît mai uşor poate fi extinsă mecanizarea încărcării.

Eficacitatea funcţionării maşinilor este influenţată atît de factorii organizatorici, cît şi de perfecţionarea maşinilor.

In străinătate se recomandă lărgirea nomenclaturii maşinilor de încărcat de tipul lopeţii mecanice, datorită diversităţilor condiţiilor de lucru (tabela 13).

Tabela 13

Uzina constructoare	Categoria maşinilor după greutate			
	Pînă la 2,5 t	De la 2,5 pînă la 3 t	De la 2 pînă la 5 t	De la 5 t în sus
Uzinele din U.R.S.S.	—	1	2	—
Salzgitter (R.F.G.)	—	3	1	2
Eimko (S.U.A.)	1	—	2	1
Gardner-Denver	1	1	—	—
Atlas Diesel	1	—	1	1
Joy Sullivan	2	—	—	—

Alături de lărgirea nomenclaturii, se observă şi tendinţa măririi capacităţii cupei maşinilor de încărcat (tabela 14). Acest fapt îşi găseşte confirmarea şi în practica minelor din Cehoslovacia, unde în timpul săpării galeriilor transversale de la mina Iakimovska, capacitatea cupei de la maşina PML-5 a fost mărită la 0,3 m³. In viitor, se propune mărirea capacităţii cupei pînă la 0,4 m³. Maşina de încărcat sovietică PR-2 are o cupă cu capacitatea de 0,35 m³.

Tabela 14

Uzina constructoare	Capacitatea cupei, m³			
	0,1—0,13	0,13—0,2	0,3—0,4	peste 0,4
Uzinele din U. R. S. S.	—	2	1	—
Salzgitter	3	—	3	—
Eimko	—	1	2	—
Gardner-Denver	1	1	—	—
Atlas Diesel	2	—	—	—
Joy Sullivan	1	1	—	—

O dată cu majorarea greutăţii maşinii şi capacităţii cupei pot fi indicate o serie de măsuri elaborate pentru perfecţionarea construcţiei maşinilor de încărcat.

Această perfecţionare se realizează prin schimbarea formei geometrice a cupei, prin micşorarea înălţimii de încărcare a cupei şi montarea maşinii pe şenile.

Modificarea formei geometrice a cupei permite să se reducă efortul la introducerea cupei în steril, să se mărească coeficientul de umplere al cupei şi să se mărească productivitatea maşinii de încărcat (fig. 6).

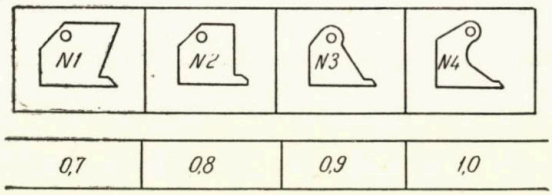


Fig. 6 — Coeficientul formei cupei

Sînt în curs şi lucrări pentru mărirea înălţimii de încărcare a maşinii. La maşinile tip PML înălţimea de încărcare este de 2 m, ceea ce creează anumite dificultăţi cînd maşina deserveşte lucrările miniere cu o lăţime de 4—4,5 m. Şi în această direcţie se pot observa unele modificări: astfel, maşinile de tip Salzgitter au o înălţime de încărcare de 2,4—3,6 m, iar uzina Eimko fabrică o maşină de tip Eimko-621 pe şenile, care permite mărirea înălţimii de lucru pe toată lăţimea lucrării miniere.

Paralel cu perfecţionarea maşinilor tip-lopată mecanizată, uzinele Westfalia construiesc maşini de încărcat speciale cu înălţimea de ridicare a cupei limită.

Trecînd la concluzii în problema încărcării sterilului se pot constata următoarele:

— majoritatea maşinilor de încărcat existente în Valea Jiului nu sînt folosite;

— indicii de lucru la maşinile de încărcat folosite în anumite lucrări sînt insuficienţi. Acest fapt se poate explica prin dezinteresul şi organizarea nesatisfăcătoare a operaţiilor de deservirea maşinii la locul de muncă (transportul, instalaţiile de manevrare imperfecte, calificarea insuficientă a personalului);

— deficienţele menţionate pot fi lichidate prin acordarea unei atenţii speciale şi dacă toate eforturile vor fi depuse cu hotărîre de a le lichida complet;

— ca timp de bază pentru maşinile de încărcat folosite la săparea lucrărilor miniere în steril poate fi luată maşina tip lopată-mecanică;

— la stabilirea parametrilor maşinilor, care urmează a fi procurate, este necesar să se ţină seama de progresele semnalate în practica construcţiilor maşinilor de încărcat.

Operaţii auxiliare

Dintre operaţiile auxiliare la săparea galeriilor fac parte în primul rînd operaţiile de transport şi organizarea lor la locul de muncă. Examinînd diferite forme şi construcţii de manevră se pot stabili trei tipuri frecvente folosite în practică: dublaţii simetrice demontabile, plăci de diferite construcţii şi instalaţii de manevrare a vagonetelor.

Dublaţia simetrică demontabilă se utilizează, în special, în galeriile simple. În galerie se montează două, cîteodată şi trei dublatii care servesc pentru operaţiile de manevră în front şi pentru manevrarea vagonetelor la expedierea lor de la locul de muncă. Dublaţiile demontabile permit realizarea rapidă a operaţiilor de manevrare, care sînt simple şi foarte convenabile în lucru.

Plăcile de diferite construcţii — demontabile, cu role, simetrice etc. — şi-au găsit aplicarea mai ales la executarea galeriilor duble. Operaţiile de manevră cu ajutorul plăcilor permit reducerea timpului folosit pentru înlocuirea vagonetelor pline cu cele goale, însă exclud în întregime mecanizarea operaţiilor, afară de aceasta folosirea plăcilor nu permite manevrarea vagonetelor de o capacitate mai mare.

Instalaţiile de manevrare a vagonetelor sînt montate pe ferme speciale, se deplasează pe liniile ferate sau sînt suspendate de sustinerea galeriei. În prezent, ele primesc o extindere tot mai mare. Folosirea acestor instalaţii, deşi complică într-o oarecare măsură schema organizatorică a operaţiilor, permite să se mărească brusc productivitatea maşinilor de încărcat, să se reducă considerabil personalul de deservire şi să se mecanizeze operaţiile de manevră.

Utilizarea instalaţiilor pentru manevrarea vagonetelor este posibilă în timpul executării atît a galeriilor simple, cît şi a celor duble.

Rezumînd cele expuse putem admite că dublaţiile simetrice demontabile şi instalaţiile pentru manevrarea vagonetelor sînt cele mai raţionale.

Aerajul locului de muncă, după efectuarea operaţiilor de perforare-împuşcare, se face, de obicei, cu ajutorul ventilatoarelor (mai ales cele axiale) de aeraj parţial. Debitul acestor ventilatoare variază între 120—200 m³/min. În Valea Jiului se folosesc ventilatoare Unio tip T.S.V.M., Unio tip V.M. cu un debit de 27—260 m³/min, ventilatoare Prohodka-500 şi Prohodka-600 cu un debit de 145—490 m³/min.

Dacă lucrările miniere au o lungime mai mare, ventilatoarele se montează succesiv, la o distanţă de aproximativ 50 m.

În problema alegerii direcţiei curentului de aer produs de ventilator precum şi în problema stabilirii debitului nu s-a ajuns la o rezolvare satisfăcătoare, deoarece în practică se foloseşte atît aerajul refulant cît şi cel aspirant. În ultimul timp, mai ales la săparea galeriilor cu o lungime mai mare, atît în Valea Jiului cît şi în străinătate este preferat aerajul aspirant.

Durata aerării locului de muncă, dacă operaţiile sînt organizate bine, este redusă la minimum, după cum reiese din tabela 15.

Tabela 15

Denumirea	Timpul de aerare, min
Mina Iakimovska	3—5
Mina Mono-Crater	8
Mina Carlton	10
Tunel Delaware	15
Tunel Owghee	10
Mina Lupeni	30

Un interes mare îl reprezintă schema aerajului adoptată la săparea galeriilor transversale în mina „Iakimovska". Pentru ca curentul de gaze, în cazul aerajului aspirant, să nu aibă posibilitate să se extindă de la locul de muncă pe galerii, în aceasta din urmă, la o distanţă de 20—30 m de front se creează o perdea de apă, care, împiedicînd expansiunea gazelor în galerie, uşurează eliminarea lor într-un interval de timp scurt.

Este necesar să subliniem importanţa iluminatului locului de muncă. Cu mare succes în U.R.S.S. se foloseşte următorul sistem de iluminare. Frontul de lucru al lucrării miniere se iluminează cu ajutorul reflectoarelor. Puterea becurilor din reflectoare este de 2 x 1 000 W. Cele 50—60 m de galerie mai apropiate de front sînt iluminate cu lămpi fixe, avînd o putere de 100 W, ce sînt suspendate la o distanţă de 4—6 m fiecare. Este necesar ca tensiunea în reţea să fie corespunzătoare cu regimul de gaze şi regulile de siguranţă.

Este necesar să atragem atenţia şi asupra diferitelor instalaţii şi procedee de raţionalizare, îndreptate spre simplificarea lucrului şi reducerea duratei lui. Din această grupă fac parte operaţiile de prelungirea ţevilor de aer comprimat, a tuburilor de aeraj, montarea capetelor liniei ferate portative etc.

Susţinerea lucrărilor miniere săpate în roci omogene şi stabile nu reprezintă dificultăţi şi practic nu influenţează ritmul de săpare a galeriilor, deoarece nu se efectuează în legătură cu operaţiile de săpare.

In ceea ce priveşte susţinerea lucrărilor săpate în steril la diferite mine din Valea Jiului, acestea nu fac obiectul articolului de faţă.

Organizarea operaţiilor şi ciclicitatea

De obicei, organizarea operaţiilor în cazul săpării lucrărilor miniere în rocă omogenă şi tare se face după schema executării succesive a operaţiilor principale de săpare.

Brigăzile de săpători sînt organizate după principiul complex, în care fiecare membru al brigăzii are două sau trei specialităţi.

In majoritatea cazurilor 1—2 membri ai brigăzii de schimb au dreptul de a efectua operaţiile de împuşcare, îndeplinind sub conducerea artificierului încărcarea şi burarea găurilor de mină.

Componenţa brigăzii complexe de săpare se schimbă în limite destul de largi, în funcţie de organizarea operaţiilor şi de ritmul propus. Aşa, de exemplu, la săparea galeriei transversale în mina „K. Liebknecht" brigada la înaintări era compusă din 8 mineri, la mina „Iakimovska" din 14 mineri, iar la Lupeni din 12 mineri pentru galerie simplă şi 15 mineri pentru galerie dublă. Afară de minerii propriuzişi, în fiecare schimb trebuie repartizaţi la locul de muncă şi muncitori de deservire auxiliară: astfel, în mina „Iakimovska", într-un schimb au lucrat 2 electricieni şi 5 lăcătuşi.

De obicei, componenţa brigăzii de lucru se alege cu grijă, ţinînd seamă de calificarea şi experienţa muncitorilor acumulată în perioada muncii lor în mină. O atenţie deosebită trebuie acordată cumulului de profesii. Lăcătuşii şi vagonetarii trebuie să ştie să lucreze cu perforatoare şi să cunoască conducerea maşinii de încărcat. Astfel, în cadrul brigăzilor de schimb, trebuie să fie realizată o deplină înlocuire reciprocă.

Trecînd la problema duratei ciclului de săpare, vom examina unele exemple din practică, date în tabela 16, care ne permit să stabilim următoarele:

La săparea lucrărilor miniere durata schimbului de lucru se ia, de obicei, de 8 ore şi mai rar de 6 ore. Durata ciclului de săpare variază între 2—6—8 ore.

Numărul ciclurilor de săpare în 24 ore variază între 3—12.

Examinînd volumul de muncă necesar pentru efectuarea diferitelor operaţii de înaintări, se poate constata că operaţiile de perforarea găurilor şi încărcarea sterilului cer acelaşi volum de muncă, ceea ce indică o armonie în dezvoltarea şi perfecţionarea acestor două operaţii.

In afară de aceasta, în tabela 16 se observă timpul scurt de executare a unor operaţii de săpare pentru diferite mine, ceea ce demonstrează nivelul ridicat de organizare a lucrului şi precizia cu care sînt executate operaţiile în minele respective.

Tabela 16

Operaţii de săpare	Durata operaţiilor de săpare											
	Gal. transv. mina K. Liebknecht		Gal. transv. mina Iakimovska		Mina Mono-Crater		Gal, transv. mina Lupeni		Gal. transv. mina Bulgaria		Gal. transv. mina Garmoni	
	min	%	min	%	min	%	min	%	min	%	min.	%
Pregătiri pentru perforare	10	2,6	3	2,4	—	—	10	1,3	—	—	—	—
Copturirea pereţilor	—	—	—	—	—	—	20	2,6	—	—	—	—
Perforarea găurilor	130	36,0	52	41,2	64	40	240	31,2	40	33,4	60	33,3
Incărcarea găurilor şi împuşcarea	35	9,8	20	16,0	16	10	70	9,0	10	8,3	30	16,7
Aerarea locului de muncă	20	5,6	5	4,0	8	5	50	6,5	10	8,3	30	16,7
Pregătiri pentru încărcarea sterilului	15	4,0	3	2,4	—	—	—	—	—	—	—	—
Incărcarea sterilului	150	42,0	42	34,0	72	45	150	19,5	60	50,0	60	33,3
Pauză brigadă	—	—	—	—	—	—	20	2,6	—	—	—	—
Montarea liniei ferate	—	—	—	—	—	—	30	3,9	—	—	—	—
Susţinerea lucrărilor	—	—	—	—	—	—	150	19,5	—	—	—	—
Pregătirea materialului pentru schimbul următor	—	—	—	—	—	—	30	3,9	—	—	—	—
Total	360	100	125,4	100	160	100	770	100	120	100	180	100

Ritmul şi indicii de producţie la executarea lucrărilor miniere

În prezent, în practica săpării lucrărilor orizontale în rocă omogenă tare s-a realizat un ritm rapid şi indici de producţie ridicaţi. Câteva exemple din practica săpării şi indicii realizaţi se dau în tabela 17.

Tabela 17

Denumirea	Ritmul de săpare, m/lună	Indicii de producţie m³/post
Mina nr. 106 Leninugoli	91,5	1,25
Mina nr. 6 Tevarceli	129,0	2,3
Mina nr. 86/87 Karaganda	203,2	1,9
Hapceranga	151,5	1,71
S.U.B.R.	268,6	4,76
Mina K. Liebknecht	240,4	2,0
Mina Iakimovska	870,5	7,0
Idem, gal. transversală nr. 3	693,1	5,6
Mina Bulgaria	501,0	3,6
Mina Carlton	571,2	5,7
Tunel Delaware	567,0	—
Mina Stanislau	440,0	5,8
Mina Garmoni	397,0	—
Mina Lupeni	75,0	2,0

Examinînd datele din tabela 17, constatăm că în practica săpării galeriilor în cazuri record izolate au fost atinşi ritmi de săpare şi indici de producţie ridicaţi. În acest sens se observă în special practica lucrărilor din Cehoslovacia, unde ritmul rapid la înaintări este constant.

Concluzii

Pe baza studierii celor mai bune exemple de săpare a lucrărilor orizontale în roci omogene din Valea Jiului şi în străinătate, se pot trage următoarele concluzii:

1. Maşinile şi mecanismele folosite pentru executarea operaţiilor de perforare şi pentru încărcarea sterilului permit asigurarea unui ritm foarte ridicat la săparea lucrărilor miniere.

2. Realizarea indicilor tehnici de producţie înalţi nu este condiţionată, în general, de folosirea unui utilaj cu o productivitate deosebită sau perfecţionat din punct de vedere tehnic. Importanţa hotărîtoare o are asigurarea suficientă a locului de muncă cu utilajul de săpare, crearea condiţiilor care asigură folosirea din plin a utilajului, calificarea înaltă a muncitorilor la înaintări şi organizarea precisă, bine studiată a lucrărilor, asigurarea totală a operaţiilor cu toate materialele necesare şi cu personalul de deservire

Analiza exemplelor luate din practica săpării galeriilor permite recomandarea următorilor parametri tehnici şi organizatorici:

La locul de muncă este necesar să se folosească un număr mare de perforatoare, astfel încît suprafaţa de perforat pentru un perforator să atingă 1,5—2 m², să se utilizeze instalaţiile ajutătoare şi, în primul rînd, suporturi pneumatice, să se folosească presiunea ridicată a aerului comprimat şi perforarea umedă.

Lungimea găurilor de mină trebuie să fie condiţionată de organizarea muncii propuse şi de durata ciclului de săpare. Cel mai raţional este să se perforeze găuri cu o lungime de 2,5—3,5 m. Dacă săparea se face în roci tari, se recomandă amplasarea găurilor cu sîmbure cilindric: numărul de găuri (de diametru obişnuit) se poate alege, în funcţie de consumul de material exploziv, între 2,5—3 găuri pe 1 m² de suprafaţă a frontului.

Vom considera că maşina de încărcat cea mai recomandată este maşina tip lopată-mecanizată. Pentru asigurarea productivităţii ridicate la maşinile de încărcat se recomandă folosirea dublaţiilor demontabile închise şi a instalaţiilor intermediare pentru manevrarea vagonetelor.

Pentru aerajul locului de muncă este raţional să se folosească ventilatoare axiale, care lucrează prin aspiraţie, permiţînd reducerea timpului de aerare şi perdele de apă lîngă locul de muncă. Se recomandă, de asemenea, că o dată cu săparea lucrării miniere să se monteze linia ferată definitivă şi să se folosească intens iluminatul fix.

Organizarea operaţiilor în frontul de lucru se va adopta după schema executării succesive a operaţiilor de săpare; brigăzile de săpători vor fi complexe.

Numărul ciclurilor de săpare în 24 ore se recomandă să fie de 4—8 cicluri; productivitatea muncii săpătorilor pe 1 om schimb va trebui să fie de 0,3—0,5 m.

În fine, se poate indica şi asupra necesităţii de a perfecţiona mecanismele de perforat (mărirea numărului de lovituri ale pistonului, al momentului de rotaţie şi îmbunătăţirea construcţiei distribuitorului de aer) şi a maşinilor de încărcat (mărirea capacităţii cupei, reducerea înălţimii de descărcare a cupei, mărirea înălţimii de încărcare).

Paralel cu acestea este necesar să se realizeze o serie de cercetări ştiinţifice şi experimentale pentru stabilirea mărimii optime în legătură cu presiunea aerului comprimat pentru perforarea găurilor şi a presiunii apei pentru preforarea umedă, pentru stabilirea diametrului optim al găurilor, pentru complexul de probleme legate de operaţiile de împuşcare (consumul şi încărcătura de exploziv, metode noi de împuşcare a găurilor, studierea factorilor care influenţează asupra coeficientului de folosire a găurilor etc.) pentru stabilirea duratei optime a ciclului de săpare.

Comunicări ale Institutului de Cercetări Miniere

Substanțele humice din cărbune

Prepararea, însușirile și rolul substanțelor humice la formarea și în tehnologia cărbunilor

Ing. N. M. Ionescu

Substanțele humice formează un amestec de diferite proporții din *acizi humici*, adică substanțe care reprezintă prima treaptă de incarbonizare a materialului genetic vegetal. Substanțele humice sînt întotdeauna prezente în turbe și în cărbuni bruni și ca *humine*, care reprezintă un fel de anhidride ale acizilor humici, formate prin condensarea, decarboxilarea, dehidratarea și polimerizarea acizilor humici (mai evoluate ca grad de incarbonizare decît acestea) și humații rezultați din reacția acizilor humici cu o bază sau sare, prin schimb de ioni.

Substanțele humice, în general, se extrag din cărbune, prin metoda clasică cu o soluție apoasă alcalină, determinîndu-le apoi cantitativ, fie pe cale colorimetrică, stabilind opacitatea sau transparența soluției extrase, fie pe cale gravimetrică, prin precipitare cu un acid mineral.

În cadrul acestui articol, se va trata despre substanțele humice, întrucît prin tratare cu soluții bazice nu se extrag din cărbune numai acizi humici (cu funcțiuni acide libere) ci și o parte din huminele, care se depolimerizează sub influența alcaliilor.

Cantitatea de substanță humică extrasă depinde de :

Durata de extracție. Încercările făcute au arătat directa proporționalitate între cantitatea de substanță humică extrasă și durata de extracție. În același timp, cantitatea de substanță humică extrasă nu este egală pe întreaga durată a extracției, la început se extrage o cantitate mai mare de substanță humică, decît la sfîrșitul reacției.

Natura soluției alcaline influențează direct cantitatea de substanțe humice extrase, și anume, o bază tare extrage mai multă substanță humică decît una slabă. Astfel, hidrații extrag maximum, carbonații alcalini mai puțin, iar soluțiile apoase de amoniac extrag minimum de substanță humică.

Concentrația soluției alcaline este, de asemenea, hotărîtoare pentru cantitatea de substanță humică extrasă care crește cu concentrația soluției alcaline.

Temperatura de extracție influențează favorabil extracția de substanțe humice.

Mediul de extracție influențează sensibil cantitatea de substanțe humice extrase. Într-un mediu inert (N_2) se extrag mai puține substanțe humice decît într-un mediu oxidant (aer, oxigen).

Extracția substanțelor humice cu soluții alcaline se bazează pe următoarele două reacții :

$$\mathrm{Hum\,(COOH)}_m + m\cdot \mathrm{NaX} = \mathrm{Hum\,(COONa)}_m + \mathrm{H}\cdot X$$

$$\mathrm{Hum}\begin{matrix}\diagup\,(\mathrm{COOH})_m \\ \diagdown\,(\mathrm{OH})_n\end{matrix} + (m+n)\cdot \mathrm{NaX} = \mathrm{Hum}\begin{matrix}\diagup\,(\mathrm{COONa})_m \\ \diagdown\,(\mathrm{ONa})_n\end{matrix} + (m+n)\mathrm{HX}$$

Relativ la compoziția substanțelor humice, în funcție de *p*H-ul soluției alcaline de extracție, există o tendință de creștere continuă a conținutului de carbon direct proporțional cu creșterea *p* H-ului soluției.

S-a observat că sărurile de sodiu — pe bază de acizi slabi — extrag din cărbune fracții de acizi humici mai bogate în grupe funcționale decît sărurile pe bază de acizi tari. După extracția substanțelor humice cu soluții apoase a unor asemenea săruri (CO_3Na_2), se mai pot extrage cu hidrați alcalini (NaOH) cantități suplimentare de substanțe humice, dar acestea din urmă conțin mai puține grupe funcționale.

La extracția substanțelor humice din cărbunii fosili se folosește curent metoda prevăzută în STAS 5267-56 care prevede un pretratament cu un amestec de alcool-benzen, într-un aparat Soxhlet, pentru îndepărtarea substanțelor bituminoase din cărbune, care — avînd funcțiuni acide libere — ar putea reacționa cu soluția de hidrat alcalin și, fiind extrase la un loc cu substanțele humice, vor rezulta indicații eronate despre conținutul acestora în cărbune, în special în cazul cărbunilor cu conținut redus de substanțe humice, ca de exemplu cărbunii bruni huilоși.

Astfel pretratat, cărbunele este atacat cu soluție alcalină de hidrat de sodiu 1%, prin fierbere, timp de 3 ore ; se separă lichidul de reziduul solid cărbunos prin filtrare, folosind trompa de vid. În lichidul obținut se precipită substanțele humice cu acid clorhidric concentrat și se separă prin filtrare, după o prealabilă decantare.

Substanțele humice — considerate acizi humici — astfel obținute sînt impurificate cu clorură de sodiu, rezultat din reacția humaților de sodiu cu acidul clorhidric de precipitare. Pentru îndepărtarea clorurii de sodiu, spălarea substanțelor humice în pahare de laborator, prin adăugarea și decantarea succesivă de apă de spălare, nu dă rezultate, întrucît o dată cu scăderea concentrației electrolitului sub o anumită limită, substanțele humice dispersează în lichid. Calea cea mai bună pentru purificarea substanțelor humice constă în uscarea lor în vid la circa 60°C, prin care se îndepărtează neajunsul de a dispersa în apă o dată cu scăderea concentrației electrolitului. Astfel, se pot spăla substanțele humice prin decantări succesive cu apă, îndepărtînd conținutul de clorură de sodiu.

Substanțele humice astfel obținute sînt tratate cu alcool etilic, într-un aparat Soxhlet, extrăgînd din ele acizi humici himatomelanici. În timpul acestei extracții, acizii humici cedează alcoolului apa pe care o conțin, primind în locul ei cantitatea echivalentă de alcool. În acest caz, acizii humici trec din hidrogel în alcogel. După extracția completă a acizilor himatomelanici, acizii humici reziduali trebuie transformați din nou în hidrogel, ceea ce se realizează prin tratare cu apă fierbinte în Soxhlet ; cu acest prilej se îndepărtează acizii humici fulvonici. Reziduul care rămîne în Soxhlet tratat cu fenoli (nu alcool) dă o nouă fracțiune de extras numită pirohimatomelanic. Reziduul rămas după această ultimă extracție reprezintă substanța humică insolubilă.

În decursul timpului s-au făcut numeroase încercări de laborator pentru sintetizarea de substanțe humice. Remarcabile din acest punct de vedere sînt lucrările lui I. Marcuson, bazate pe tratarea furfurolului cu acid clorhidric concentrat la cald (pe baie de apă) ; rezultă o masă brună-neagră, infuzibilă, nesaponificabilă și insolubilă în solvenți organici. Conține circa 64,3% C, 3,8% H, 30,9% O și 0,70% Cl. Analog

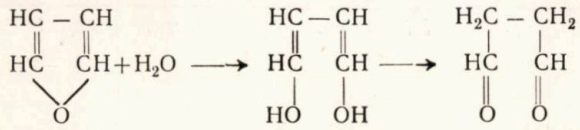
cu furfurolul se comportă şi oxil-metil-5-furfurolul. Alte cercetări au stabilit drept materie primă pentru sinteză şi acidul furancarbonic. În acest caz, este însă necesar pentru realizarea condensării să se lucreze cu acid clorhidric sub presiune la 130°C. Produsul obţinut are o culoare brun-verzuie, este insolubil în solvenţi organici, nu conţine nici o grupă carboxilică liberă şi nu se dizolvă în amoniac sau în leşii alcoolice. Prin fuziune alcalină trece uşor în sarea acidului humic.

Încercările făcute pentru lămurirea reacţiei arată că produsul de condensare obţinut din acidul furancarbonic cu acid clorhidric conţine 75,1% C, 5,0% H, 1,4% Cl şi 18,5% O. Acidul furancarbonic iniţial conţinea 53,6% C, 3,6% H şi 42,8% O. Reiese deci, că în reacţia de condensare are loc o intensă îmbogăţire în carbon şi o descreştere a conţinutului de oxigen, fenomen care nu este condiţionat numai de formarea de anhidride şi cetone.

Pentru a găsi o explicaţie a fenomenului, a fost cercetată mai de aproape substanţa iniţială a acidului furancarbonic, adică furanul. Acesta rezinifică prin tratare cu acizi (însuşirile răşinii rezultate nu au fost cercetate amănunţit).

Produsul obţinut din furan cu acid clorhidric concentrat este de culoare brună-deschisă, infuzibil la încălzire în absenţa aerului, şi trece în acid humic prin topire alcalină. Compoziţia sa elementară este 65,5% C, 5,2% H, 0,7% Cl şi 28,6% O. Clorul nu a putut fi îndepărtat prin fierbere cu apă, alcool, leşie sau amoniac. Întrucît furanul conţine 70,6% C, 5,9% H şi 23,5% O, este limpede că a avut loc o scindare a moleculei.

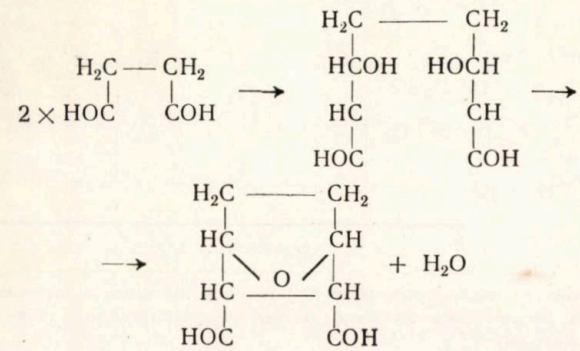
Prin adăugarea a 1 mol de H_2O la furan se formează α, δ-diexi-divinil, puţin stabil în condiţiile de reacţie şi trecînd uşor în aldehidă succinică :



Aldehida succinică este apoi polimerizată de către acidul clorhidric, cu eliminare de apă.

Aldehida succinică conţine 55,8% C, 7% H şi 37,2% O. O răşină, provenită din două molecule de aldehidă succinică, prin eliminarea unei molecule de apă, conţine 62,3% C, 6,5% H şi 31,2% O. Aceste valori corespund aproximativ celor arătate anterior pentru răşina furanică. De altfel, nici nu se pot obţine rezultate perfect exacte, deoarece prin acţiunea acidului clorhidric se formează şi compuşi cloruraţi.

Condensarea aldehidei succinice decurge astfel : Două molecule de aldehidă formează la început aldol. Apoi, prin eliminarea unei molecule de apă, se formează peri-difuran. Concomitent are loc — în prezenţa a două grupe de alde-

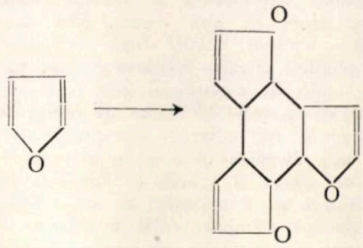


hidă — o polimerizare. Acest polimer este cel mai simplu reprezentant al substanţelor humice. Prin topitură alcalină polimerul trece, prin formarea de grupe carboxilice, în acizi humici, cu caracteristici similare cu ale acizilor humici naturali,

Pentru realizarea substanţelor humice artificiale se poate porni şi de la furfurol, în loc de la furan, pentru că trecînd prin aldehidă succinică să se obţină acelaşi produs ca mai sus.

Prepararea substanţelor humice din furan sau furfurol nu a întîrziat, însă, să provoace discuţii în jurul acestei probleme. Astfel, s-au ridicat obiecţii în sensul că aceste produse de sinteză sînt în contradicţie cu rezultatele obţinute prin scindare şi prin oxidare blîndă a acizilor humici naturali, din care s-a dovedit că rezultă acizi benzencarbonici, ceea ce nu se obţine prin degradarea oxidativă a substanţelor humice sintetizate pe bază de furan. În schimb, se recomandă ca substanţe humice foarte apropiate de cele naturale, pe cele sintetizate pe bază de fenol, care din punctul de vedere al produselor de degradare corespund cu substanţele humice naturale.

S-au repetat încercări de a sintetiza substanţe humice, pornind de la furfurol proaspăt preparat, cu care s-a tratat vată (celuloză), în prezenţă de NaOH 1% şi care a fost, apoi, expusă la aer, pentru a se oxida. A intervenit repede coloraţia brun-neagră a acizilor humici. Apoi, se izolează „substanţa humică" astfel preparată, ea fiind solubilă în soluţii alcaline apoase. Polimerizarea ar avea loc după următoarea schemă :



Această formă a substanţelor humice explică reacţiile acestora, deoarece nucleul furanic poate fi scindat mult mai uşor decît nucleul benzenic.

Faptul că prin degradarea oxidativă a substanţelor humice obţinute din zahăr rezultă acizi benzen- şi furancarbonici, iar din substanţele humice naturale nu se obţin decît acizi benzencarbonici, se atribuie faptului că substanţele humice naturale conţin azot, care este scindat la temperatura de circa 400°C, transformînd astfel furanul în pirol.

Această dovadă se consideră ca suficientă pentru a demonstra structura furanică a substanţelor humice naturale, precum şi legătura lor cu lignina, care la rîndul ei conţine de asemenea nuclee furanice.

Prin cele expuse, s-a încercat să se scoată în evidenţă, pe de o parte, natura acizilor humici şi, pe de altă parte, să se indice o metodă eficace pentru prepararea lor în laborator. Metoda descrisă anterior (STAS 5267-56) prezintă riscul unei depolimerizări a huminelor din substanţa humică a cărbunelui fosil, şi anume, cu atît mai mult, cu cît temperatura, concentraţia alcaliilor şi durata de extracţie sînt mai mari. De asemenea, este important dacă cărbunele a fost pretratat cu acid clorhidric la fierbere, fapt care provoacă depolimerizarea huminelor, mărindu-se astfel randamentul de acizi humici extraşi.

În consecinţă, extracţia cu alcalii nu reprezintă decît o metodă aproximativă pentru determinarea conţinutului de acizi humici din cărbunii naturali.

O altă metodă pentru determinarea acizilor humici liberi din cărbunii naturali constă în tratarea cărbunelui cu o soluţie de acetat de sodiu. Atît acizii humici liberi, cît şi humaţii (de exemplu humaţii de calciu) vor reacţiona cu acetatul de sodiu punînd în libertate acid acetic ; prin precipitarea acestuia cu oxalat de calciu, se poate calcula cantitatea de humaţi şi de acizi humici conţinuţi în cărbune.

Reacţiile sînt următoarele :

$$Hum\,H + CH_3COONa = Hum\,Na + CH_3COOH$$

$$(Hum)_2Ca + 2CH_3COONa = 2Hum\,Na + 2CH_3COOH$$

Între moleculele de acizi humici liberi, humaţii de calciu şi humaţii de sodiu pot avea reacţii de schimb de ioni, caracteristice substanţelor humice :

$$2Hum\,H + (CH_3COO)_2Ca = (Hum)_2Ca + 2CH_3COOH$$

$$2\,Hum\,Na + (CH_3COO)_2Ca = (Hum)_2Ca + 2CH_3COONa$$

$$(Hum)_2Ca + 2CH_3COONa = 2Hum\,Na + (CH_3COO)_2Ca$$

Aceste reacţii pot fi considerate ca intermediare, urmînd ca la intervenţia acetatului de sodiu să se pună în libertate acid acetic, care poate fi dozat, determinînd cantitatea de acizi humici liberi şi humaţii din cărbunii naturali.

În încheiere, se poate arăta că o sare naturală de calciu a acizilor humici este dopleritul, o substanță frecventă în turbării, gelatinoasă, neagră, care se contractă prin uscare și se fisurează, formînd spărturi concoidale.

Dopleritul se dizolvă integral (mai puțin masa minerală) în soluții apoase, alcaline. Masa organică este compusă din circa 51—56% C și 5,2—5,6% H. Nu prezintă alte particularități și nici nu poate fi folosit în scopuri practice.

★

Acizii humici, așa cum rezultă din cărbune — după extracția lor cu soluție apoasă alcalină, urmată apoi de o precipitare cu acid clorhidric — se prezintă sub forma unei umflări maxime, care reprezintă de cîteva sute de ori volumul lor real. Precipitarea acizilor humici poate avea loc numai în prezența unor electroliți tari. Cînd concentrația electrolitului scade, acizii humici dispersează în mediul lichid, dispersia atingînd un maximum în apă curată. Din această cauză, spălarea cu apă a acizilor humici după precipitare și filtrare este legată de pierderi. Pentru evitarea acestor pierderi, purificarea acizilor humici de electrolitul care le însoțește se face prin metoda arătată în articol, bazată pe faptul că acizii humici o dată uscați la aer, chiar la temperatura camerei, pierd însușirea de a mai dispersa în apă, în prezența electroliților. Ca urmare, ei vor putea fi spălați cu apă fără pierderi.

Se pare că uscarea acizilor humici nu are o influență numai asupra caracterului lor chimic-coloidal, ci chiar și asupra structurii lor, fapt care decurge din observația că acizilor humici uscați la temperaturi mai mari (circa 100°C), li se micșorează proprietatea de a se dizolva în soluții alcaline — ca de exemplu în amoniac, fapt surprinzător, întrucît în mod normal acizii humici sînt solubili în soluții alcaline, viteza de dizolvare depinzînd de factorii enumerați la începutul acestui articol.

Ținînd seamă de compoziția acizilor humici și de greutatea moleculară, este îndreptățită presupunerea că aceste substanțe să fie puțin rezistente la temperaturi mai ridicate, la care se degajă cu ușurință bioxid de carbon și apă, pe seama grupelor carboxilice.

Celuloza

CO_2, CH_4,
acizi alifatici solubili

La cercetarea însușirilor acizilor din seria acidului acetic, se observă că stabilitatea lor scade o dată cu creșterea greutății lor moleculare. Astfel, pe cînd acidul acetic rezistă la încălzire, chiar pînă la 700°C, acizii palmitic și stearic se descompun, încă de la 450°C, dînd naștere la cetone și diferite alte hidrocarburi.

Acizii de structură ciclică și, mai ales, policiclică, separă prin încălzire și mai ușor bioxid de carbon. Acizii humici — conform structurii lor — sînt compuși din substanțe aromatice și hidroaromatice ; din această cauză, însușirea lor de a se descompune, separînd bioxid de carbon și apă la temperaturi nu prea ridicate (~ 100°C), apare ca o consecință a structurii lor. La temperaturi mai ridicate (~ 200°C) descompunerea este chiar accentuată ; astfel, la 200°C, timp de două ore și în atmosferă de bioxid de carbon, acizii humici pierd circa 11% din greutatea lor, modificîndu-și sensibil compoziția, după cum urmează :

Inainte de încălzire	C = 58,24%	H = 5,04%
După încălzire	C = 63,40%	H = 4,81%

Prin încălzire cu abur sub presiune și la 225°C a turbei umede — așa-numita carbonizare umedă — urmează o foarte accentuată incarbonizare cu degajare concomitentă de CO_2 și CO. Turba inițială conținea 54,5% C, iar după tratament 70% C.

Dacă acest proces decurge în laborator, în cîteva ceasuri, la o temperatură de circa 200°C, el este posibil în natură la temperatura normală în decursul perioadelor geologice. În cazul cînd, datorită fenomenelor tectonice, în zăcămînt mai iau naștere și presiuni ridicate, însoțite de creșteri de temperatură, atunci modificarea substanțelor humice este maximă, fiind afectate și substanțele bituminoase din compoziția materialului genetic.

★

Formarea cărbunilor a fost una din primele probleme care a preocupat și mai preocupă cercetătorii acestui domeniu.

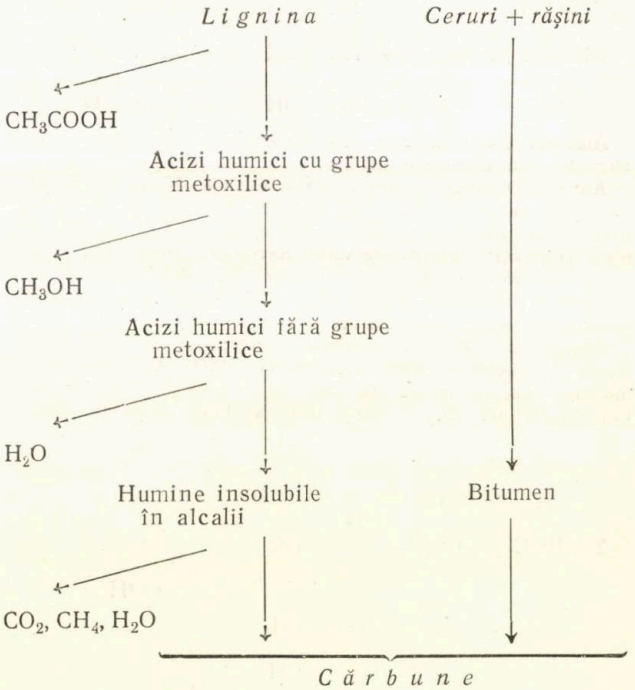
În afară de lucrările fundamentale ale lui E. Donath, H. Potonié, I. Marcuson etc. — care au pus baza chimiei cărbunelui — un însemnat progres în cunoașterea formării cărbunilor au adus cercetările lui F. Fischer și H. Schrader, autorii așa-numitei teorii ligninice, conform căreia cărbunii humici s-au format din lignină (în afară de ceruri și rășini).

Primul stadiu de formare a cărbunilor este turbizarea, în decursul căreia celuloza este transformată și consumată de bacterii, adică ea dispare sub formă de bioxid de carbon, metan, apă și acizi organici solubili în apă. În schimb, lignina se transformă prin oxidare, după pierderea grupelor acetil și metoxilice, în acizi humici. Discutabil este numai faptul dacă întîi a avut loc procesul de incarbonizare și după aceea oxidarea, sau invers, inițial a avut loc o oxidare parțială a materialului genetic vegetal pînă la stadiul de acizi humici și apoi incarbonizarea lor. Al doilea punct de vedere pare mai verosimil.

În decursul procesului de incarbonizare din acizii humici se formează așa-numitele humine. Ca urmare a procesului de incarbonizare a huminelor se degajă apă, bioxid de carbon și metan. Întrucît toți acești cărbuni provin în cea mai mare parte din lignină, ei toți au o structură benzenică.

Pe baza celor arătate, F. Fischer și H. Schrader dau schema de mai jos pentru formarea cărbunilor.

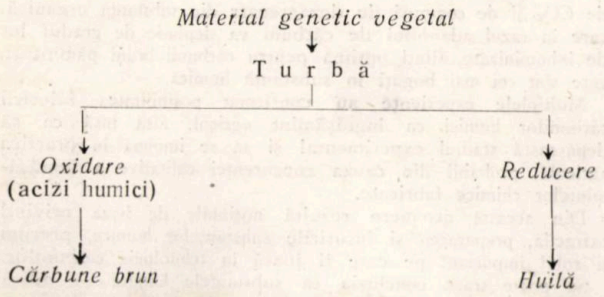
Această teorie inițială, denumită teoria ligninică, a suferit mai multe modificări, prin precizarea fenomenelor care au stat la baza formării cărbunilor, prin experiențe și reproduceri ale acestor fenomene în laborator. La demonstrarea teoriei lor ligninice, F. Fischer și H. Schrader au pus o mare bază pe rezultatele experiențelor lor de oxidare sub presiune. În felul acesta, lignina a putut fi degradată pînă la acizi benzencarbonici, iar celuloza nu ; însușirea de a obține acizi benzencarbonici a fost regăsită la toate componentele, începînd cu



lignina — trecînd prin acizii humici — și ajungînd la cărbune, ceea ce constituie tocmai o dovadă asupra veridității teoriei acestor autori.

W. Fuchs emite următoarea schemă fundamentală pentru formarea cărbunilor — contrară teoriei lui F. Fischer și H. Schrader.

Drept observație principială trebuie menționat că procesul de „reducere" la formarea huilelor nu pare verosimil, ci în cazul cel mai favorabil poate fi vorba de un mediu neutru de formare. În schimb, este sigură formarea cărbunilor bruni prin oxidare, adică prin faza acizilor humici. Nu este exclusă — contrar schemei de mai sus — trecerea de la cărbune brun la huilă. În favoarea acestei presupuneri, pledează experiența, potrivit căreia se încălzește doplerit (substanță



humică pură) cu benzen la 175—225°C. Are loc o intensă degajare de bioxid de carbon şi apă. La 225°C, cantitatea de CO_2 atinge proporţia corespunzătoare a patru grupe carboxilice din molecula de doplerit. Benzenul se colorează în negru-verzui, de pe urma bitumenului format, a cărui compoziţie este identică cu a bitumenului extras din huile cu benzen la circa 50 at. presiune şi circa 250°C, fiind compus dintr-o fază solidă, dispersată într-una lichidă-uleioasă. Bitumenul lichid-uleios, ca şi cel extras din huile, imprimă în procesul de cocsificare însuşirea de umflare.

Din totalul de doplerit — adică substanţa humică iniţială — au mai rămas după tratament numai 6%, după o încălzire la 225°C şi numai 2,5%, după o încălzire la 275°C.

Această transformare a substanţelor humice în produse similare cu cele obţinute din huile, este posibilă în laborator, numai la temperaturi ridicate. (200—300°C). Nu se poate preciza ce temperatură este necesară pentru o asemenea transformare, pentru o durată de seama perioadelor geologice. În orice caz, însă există un argument temeinic în favoarea posibilităţii trecerii cărbunilor bruni în huile.

★

Din cele arătate în expunere s-a încercat să se dea o imagine privind prepararea şi însuşirile substanţelor humice din cărbunii naturali, prezentînd şi unele lămuriri privind sinteza acizilor humici din materialele presupuse a fi stat la baza formării lor, în natură.

Vom încerca acum a arăta rezumativ rolul care revine substanţelor humice, în general, şi acizilor humici, în special, atît în practica industrială, cît şi în cercetările privind chimia cărbunilor.

Aşa cum s-a arătat anterior, substanţele humice — înţelegînd prin această noţiune generală acizii humici, huminele şi humaţii respectivi — reprezintă un complex de substanţe provenite din substanţa vegetală, care a stat la baza formării cărbunilor, în urma dispariţiei celulozei, prin acţiunea bacteriilor şi degajarea de CO_2, CH_4 şi acizi alifatici. Lignina, prin pierderea de grupe metoxilice şi acetil trece în acizi humici, care prin deshidratare formează anhidridele respective, aşa-numitele humine.

În continuare, inhuminizarea materialului vegetal continuă, în sensul că acizii humici dispar complet, iar huminele provenite din acesta din urmă, trec într-o fază foarte rezistentă, neputînd fi atacate de soluţii alcaline, nici măcar la fierbere. Aceste humine formează masa humică a huilelor şi dacă procesul de inhuminizare continuă — vor forma masa de bază a antracitilor, care este mai rezistentă decît a huilelor.

În consecinţă, se presupune că natura substanţelor humice şi mai ales, cantitatea lor, care poate fi extrasă din cărbune, poate servi, cu rezervele respective, drept criteriu la stabilirea grupei de clasificare, din care acesta face parte.

Acest criteriu de clasificare este folosit de STAS 3632-52, care prevede cantităţile de acizi humici (inclusiv huminele slab polimerizate) ce pot fi extraşi din cărbune, prin fierbere cu soluţie apoasă de NaOH 1%, timp de trei ore, caracterizînd grupele respective de cărbune.

Din tabela 1 rezultă că substanţele humice ar fi în descreştere cu vîrsta cărbunelui, extrasul cu soluţie apoasă alcalină reprezentînd numai urme pentru cărbunii bruni huiloşi ; din huile şi antraciţi nu se pot extrage deloc substanţe humice.

Consecinţa cea mai importantă care ar trebui să decurgă din cele arătate anterior ar fi posibilitatea de a trasa — pe baza reacţiei acizilor humici — o limită precisă între cărbunii bruni şi huile, delimitînd astfel aceste două mari clase de cărbuni naturali.

Pentru verificarea acestei presupuneri, Comisia Economică Europeană de pe lîngă ONU a însărcinat în cursul anului 1955 pe prof. dr. E. Rammler de la Institutul de Mine din Freiberg/Sa (R.D.G.) să găsească o metodă de laborator pe baza căreia să poată face deosebirea netă între cărbune brun şi huilă.

Ca urmare, s-a alcătuit un colectiv de experţi din delegaţii a 12 ţări, care a executat o serie de lucrări premergătoare, timp de mai multe luni, pentru stabilirea metodelor optime în vederea realizării scopului.

Printre metodele de bază pentru deosebirea cărbunelui brun de huilă, a fost adoptată şi reacţia cu soluţie apoasă de hidrat de sodiu.

În cadrul lucrărilor executate, au fost cercetate 42 probe de cărbune (trimise de 16 ţări), reprezentînd cărbuni bruni, cărbuni de tranziţie şi huile tinere. Rezultatele au fost surprinzător de necorespunzătoare gradului de incarbonizare a unora din cărbunii cercetaţi. Astfel, două probe de cărbuni de tranziţie cehoslovaci dau 0,9, respectiv 1,5% substanţă solubilă în alcalii, ceea ce este normal (corespunde cu Petrila-Aninoasa din R.P.R.). În schimb, însă, cărbunele de tranziţie polonez conţine circa 8% substanţă solubilă în alcalii, spre deosebire de cărbunii bruni trimişi de U.R.S.S. şi Austria, care în mod cu totul anormal conţin mai puţină substanţă solubilă în alcalii decît cărbunii de tranziţie, şi anume 3 şi 4%, respectiv 4,1 şi 5,3%.

Faţă de aceste inversări de rezultate, colectivul de experţi a tras concluzia justificată că în cazul cărbunilor cu substanţă solubilă în alcalii sub 8%, ei pot fi şi cărbuni de tranziţie (huile tinere) şi cărbuni bruni. *Din această cauză, experţii consideră că nu se poate lua în seamă cantitatea de substanţă cărbunoasă solubilă în alcalii drept o metodă pentru trasarea unei limite precise între cărbune brun şi huilă.*

Prin urmare, cantitatea de substanţă cărbunoasă solubilă în alcalii poate servi la o împărţire în clase şi grupe a cărbunilor, însă nu poate trasa limite clare între ele, în special, în cazul cărbunilor bruni şi al huilelor, care interesează practic cel mai mult.

★

În cadrul încercărilor de a se da o mai largă întrebuinţare chimică a cărbunilor, s-a încercat să se folosească în practică însuşirea de schimbători de ioni pe care o au acizii humici.

În acest scop, nu pot fi folosiţi însă decît cărbunii bruni cu conţinut mare de acizi humici liberi, ca, de exemplu, cărbunii bruni pămîntoşi (marca BP) sau cărbunii bruni lemnoşi-ligniţi (marca BL) care pe unitatea de greutate vor fi în măsură să dea un schimb maxim de ioni.

Rolul cel mai important îl joacă însă, substanţele humice la brichetarea fără liant a cărbunilor bruni pămîntoşi.

La baza lucrărilor efectuate pentru lămurirea fenomenului brichetării fără liant, stau următoarele observaţii :

Tabela 1

Clasa	Grupa	Simbol	Acizi humici, %
Turbă	—	T	25 — 75
Cărbune brun	Cărbune brun pămîntos	BP	30 — 80
	Cărbune brun lemnos (lignit)	BL	5 — 35
	Cărbune brun mat	BM	1 — 20
	Cărbune brun cu luciu smolos	BS	1 — 5
Cărbune brun huilos	—	B/H	urme
Huile	Toate grupele de huile	—	0
Antracit	—	A	0

— La începutul procesului de inhuminizare, din materialul genetic vegetal se formează substanţele humice, cu caracter acid, acizi humici liberi, prezenţi în mare proporţie în turbe şi, mai ales, în cărbunii bruni pămîntoşi, în care ating un maximum. Pot fi extraşi şi cu soluţii alcaline slabe (carbonaţi, amoniac).

— În continuarea inhuminizării, prin deshidratare se formează substanţe humice neutre (anhidridele acizilor humici — aşa-numitele humine). Acestea nu se pot extrage cu soluţii alcaline slabe, ci numai în parte cu hidraţi alcalini, la fierbere.

— În fine, în studiul huilelor, substanţele humice neutre (huminele) sînt în aşa măsură polimerizate şi condensate, încît nu reacţionează nici cu soluţii de hidraţi alcalini, la fierbere. Aceste humine pot fi aduse într-o fază de extracţie cu soluţii de hidraţi alcalini, numai după o intensă şi prealabilă oxidare a huilelor.

Aceste trei faze ale substanţelor humice nu apar izolate în diferitele clase de cărbune, ci în amestecuri, în diferite proporţii.

Substanţele humice acide (acizii humici) joacă rolul de bază la brichetarea fără liant a cărbunilor bruni ; ei se extrag numai cu soluţii de carbonaţi alcalini, ceea ce constituie, totodată, proba prezenţei lor în cărbune.

Astfel, prin tratarea unui cărbune apt să bricheteze fără liant (de exemplu, cărbune brun pămîntos), se extrag cu o soluţie apoasă de CO_3Na_2 concentrat 5% pînă la 60% substanţe humice acide (acizi humici liberi). În schimb, dintr-un cărbune inapt să bricheteze fără liant (lignit) nu se pot extrage decît cantităţi incomparabil mai mici de acizi humici liberi.

În continuarea experienţelor de laborator, s-a arătat că prin brichetarea cărbunilor după extracţia acizilor humici liberi cu soluţie apoasă de carbonat de sodiu, se obţineau brichete de calitate incomparabil mai slabă decît brichetele obţinute din cărbunele netratat.

Aceasta constituie prima dovadă asupra rolului pe care il joacă acizii humici liberi la brichetarea fără liant a cărbunilor.

O altă serie de încercări a adus dovada definitivă în această problemă. Dintr-un cărbune apt să bricheteze fără liant (cărbune brun pămîntos) se extrag substanţele humice acide cu soluţie apoasă de carbonat de sodiu şi se amestecă intim (prin precipitare cu acid clorhidric) cu un cărbune nebrichetabil, fără liant (de exemplu, cu antracit). Amestecul rezultat este apoi supus brichetării, rezultînd brichete calitativ identice cu cele obţinute din cărbuni brichetabili fără liant.

Cele două serii de încercări arătate anterior au demonstrat definitiv rolul hotărîtor pe care-l joacă acizii humici liberi la brichetarea fără liant a cărbunilor.

O altă posibilitate de valorificare a cărbunilor humici este folosirea lor ca îngrăşămînt agricol. Adaosul de substanţă humică măreşte potenţialul agricol al solului, prin mărirea capacităţii sale de reţenţie a apei, la care se adaugă o serie de factori cu efecte de mare importanţă. De exemplu, afînarea provocată de substanţa humică măreşte permeabilitatea solului pentru aer şi bioxid de carbon, după cum, descompunerea substanţelor humice dă naştere la diverşi compuşi organici de dezagregare, solubili, care contribuie direct la dezvoltarea plantelor. În acest scop, este necesar un minimum de aerisire a solului şi de descompunere a substanţelor organice din sol.

Dacă se adaugă praf de cărbune, descompunerea are loc lent, începînd de multe ori, abia în anul următor. Extractul humic se alterează, însă mult mai curînd şi bineînţeles, după o suficientă absorbţie de aer, apă şi căldură. Începe degajarea de CO_2 şi de compuşi de dezagregare din substanţa organică, care în cazul adaosului de cărbuni va depinde de gradul lor de inhuminizare, fiind optimă pentru cărbunii bruni pămîntoşi, care sînt cei mai bogaţi în substanţă humică.

Multiplele experienţe au confirmat posibilitatea folosirii cărbunilor humici ca îngrăşămînt agricol, fără însă ca să depăşească stadiul experimental şi să se impună în practica agricolă, probabil din cauza concurenţei calitative a îngrăşămintelor chimice fabricate.

Din această expunere rezultă noţiunile de bază privind extracţia, prepararea şi însuşirile substanţelor humice, precum şi rolul important pe care il joacă în tehnologia cărbunilor.

Se poate trage concluzia că substanţele humice — adică atît acizii humici, cît şi huminele — sînt substanţe de bază în cărbunii naturali şi că ele sînt încă incomplet cunoscute, deşi s-au efectuat multiple cercetări în acest domeniu.

Din această cauză, problema substanţelor humice mai rămîne deschisă pentru noi cercetări, care urmează să completeze pe cele actuale, pînă la definitiva lor cunoaştere.

Bibliografie

[1] Marcuson I.: *Die Synthese von Huminstoffen und Huminsäuren,* Berichte der Deutschen Chemischen Gesellschaft, 1921, 4, pag. 542.

[2] Eller W.: *Die Synthese der Huminsäuren,* Brennstoff-Chemie, 1922, 15/2, pag. 49—52.

[3] Ionas, K. G.: *Natürliche und künstliche Huminsäuren,* Brennstoff-Chemie, 1922, 3, pag. 52—55.

[4] Fuchs, W.: *Über die Unterscheidung von Braunkohlen und Steinkohlen,* Brennstoff-Chemie, 1927, pag. 337—340.

[5] Kreulen, D. J. W.: *Über die Selbstentzüdlichkeit von Steinkohlen,* Brennstoff-Chemie, 1927, 8, pag. 340—343.

[6] Fuchs, W.: *Die Chemie der Kohlen,* editura J. Springer-Berlin, 1931.

[7] Stadnikoff, G.: *Die Chemie der Kohlen,* capit. VI-Die Huminsubstanzen, editura F. Encke, Stuttgart, 1931, pag. 150—168.

[8] Nashan, P.: *Kohle und Kapillarität,* Glückauf, 71, 1935, pag. 805—812.

[9] Blum, I.: *Rolul acizilor humici la brichetarea cărbunilor bruni,* Cercetări Ştiinţifice, vol. I — Combustibili, pag. 214, Bucureşti, 1939.

[10] Blum, I.: *Cărbunii fosili ca îngrăşăminte agricole,* Cercetări Ştiinţifice, vol. I — Combustibili, pag. 242—266, Bucureşti, 1939.

[11] Jodl, R.: *Über die Technologie natürlicher und künstlicher Huminsäuren,* Brennstoff-Chemie, 22, 1941, pag. 78—85.

[12] Zorio, N., ing.: *Cărbunii ca materie schimbătoare de ioni,* Revista de Chimie, 1952, nr. 11/12, pag. 24.

[13] *Ullmanns Enzyklopädie der technischen Chemie,* vol. IV, Braunkohle, pag. 612, München-Berlin, 1953.

[14] Erdèly, L.: *Praful de lignit în agricultură,* Bányászati kutató intezet köslèmènyei, nr. 2, 1956.

[15] STAS 3632—52: *Cărbuni naturali din R.P.R.* — Clasificare.

[16] STAS 5267—56: *Cărbuni — Determinarea acizilor humici.*

A. P. Zaiţev şi S. I. Heifit: **Influenţa vitezei aerului asupra prăfuirii din abataj.** Ugol, 32 (1957) nr. 9, p. 31—32.

In urma cercetărilor s-a dovedit că gradul mare de prăfuire din abataje se datoreşte vitezei aerului sub 1 m/s. Concluzia cercetărilor este că din punctul de vedere al prăfuirii ar trebui modificat NTS, cerîndu-se ca viteza minimă a aerului să fie de 1 m/s.

I. I. Balbacian: **Primul proiect de conductă de mare lungime pentru transportul cărbunelui.** Ugol 32 (1957) nr. 8, p. 34—41.

Proiectul prevede transportul cărbunelui 0—6 mm la un debit de 200 t/oră de la o mină de cărbuni la o termocentrală situată la 61 km. Raportul solid-lichid a fost ales de 1 : 1,6, diametrul conductei de 300 mm iar viteza de 1,46 m/s. Introducerea cărbunelui în conductă se face prin alimentator cu plunjer.

După anumite detalii asupra proiectului se arată că transportul pe conductă necesită un consum de energie de 8,9 kWh/t debit specific de apă, de 1,15 m³/t, costul transportului ridicîndu-se la 2,25 ruble/t la 61 km sau 3,68 copeici/t şi km. Investiţia se ridică la 1,3 milioane ruble iar durata de construcţie la 9 luni.

Datele se compară cu transportul pe cale ferată cu costul de 5,62 ruble/t şi 61 km şi realizare în 5,4 ani.

Economia anuală ce rezultă este de 5 milioane ruble.

Olpinscki şi Tomkowski: **Evaluarea posibilităţilor de apariţie a focurilor endogene în stratele de cărbuni.** Przeglad Gorniczy 7 (1957) nr. 10, p. 485—491.

Prin cercetări în laborator se determină coeficientul Szb care dă indicile cel mai sigur cu privire la predispoziţia de autoaprindere a cărbunilor. Condiţiile tehnologice de extracţie pot să aibe o acţiune de mărire sau de micşorare a coeficientului Szb. In continuare, autorul face o apreciere asupra măsurii în care fiecare factor influenţează pozitiv sau negativ posibilitatea de producere a focurilor. Aprecierea se face prin cîte un coeficient care se adună sau se scade la Szb. In final, se obţine un coeficient PS care dacă are valori peste 120 arată predispoziţia la autoaprindere.

Se dau exemple din bazinele poloneze.

I. A. Babokin: **Analiza cauzelor exploziilor de metan şi praf de cărbune şi măsurile de combatere.** Ugol 32 (1957) nr. 7, p. 37—43.

Autorul arată că în ultimii 10 ani, 56% din explozii au fost de metan, 40% de metan şi ulterioare erupţii de praf şi 4% explozii de praf de cărbune. De asemenea din totalul exploziilor 73% s-au produs în lucrări de pregătire iar 60% numai în suitori deşi acestea reprezintă 8—10% din totalul lucrărilor de pregătire.

Autorul consideră că toate exploziile s-au datorat nerespectării NTS şi propune:

— determinarea domeniului obligatoriu de aplicare a degazării prealabile a stratelor;

— dotarea cu modele electrice de aeraj a minelor;

— dotarea cu relee de metan a locurilor de muncă din minele cu degajări de metan;

— schimbarea calculului debitului de aer de mină, acesta fiind dat ca sumă a debitelor de aer necesare în toate fronturile pentru diluarea metanului;

— introducerea maşinilor de curăţat praful de cărbune şi de şistificat pereţii lucrărilor miniere;

— stabilirea normelor minime admisibile de prăfuire a lucrărilor miniere;

— introducerea transportului hidraulic al cărbunelui;

— reducerea aplicării puşcării cu explozivi, prin extinderea mecanizării şi a puşcării cu apă sub presiune.

Conferinţa în domeniul controlului şi automatizării comenzii combinelor. Ugol, 32 (1957) nr. 12, p. 42—43.

Ţinută în iunie 1957, această conferinţă a făcut posibilă prezentarea unor referate foarte interesante.

O serie de referate s-au ocupat de construcţia noilor tipuri de combine de săpare şi de automatizarea lor. S-a prezentat un prototip de control prin celulă fotoelectrică.

Unul dintre referate a analizat metodele de determinare a poziţiei maşinii în lucrarea minieră, iar un altul — posibilitatea folosirii izotopilor radioactivi la determinarea poziţiei fundului unei găuri de sondă deviată.

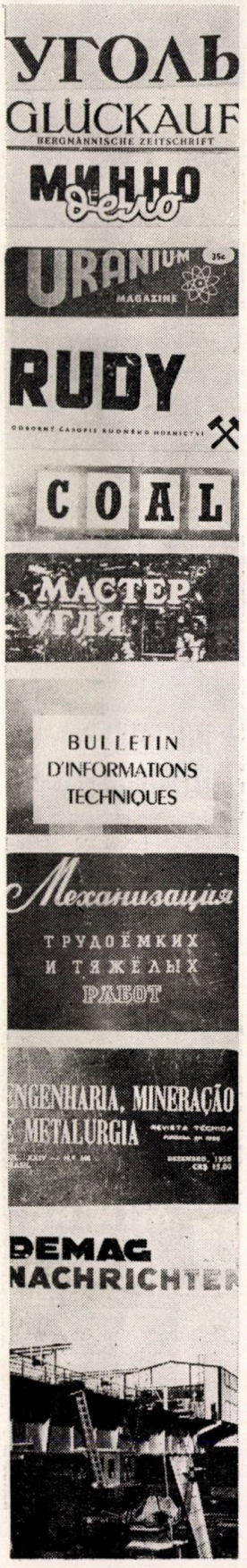
Wyszomirski, Milkovski şi Adamek: **Cercetări asupra modificării proprietăţilor rambleului hidraulic.** Przeglad Gorniczy, 7 (1957) nr. 10, p. 504—510.

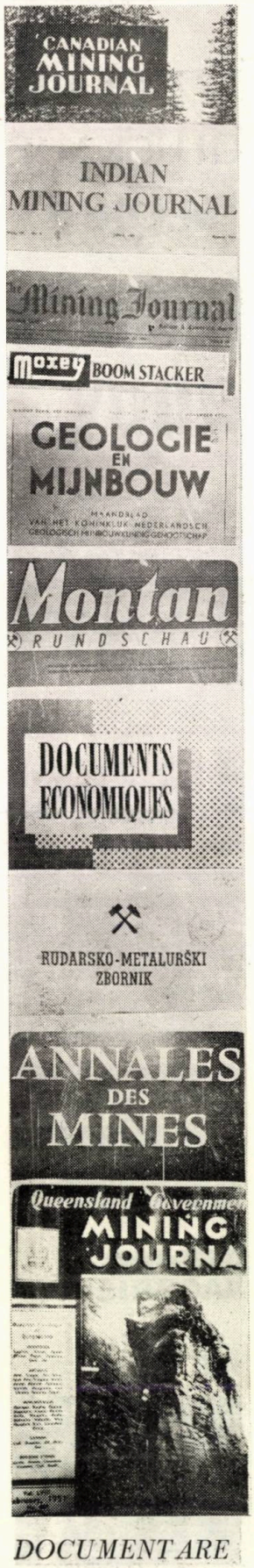
S-a indicat necesitatea rambleului hidraulic întărit. Se descrie metoda de întărire a lui care se bazează pe adsorbţia polimoleculară a liantului din granulele de nisip. Se prezintă rezultatele mai importante a experienţelor efectuate pînă în prezent.

Forajul termic la 4 000° Fahrenheit. Iron and Coal, 175 (1957) nr. 4664, cc (oct.) 860.

Forajul termic a fost folosit în Canada pentru realizarea unor găuri de sondă cu diametrul de 187 mm în roci foarte tari. Un jet de flacără, ce constituie o putere de 500 CP concentrată într-un volum redus al flacării de 450 mm lungime şi 50 mm diametru. Cea mai mare adîncime realizată în acest mod a fost de 54 m dar fără ca aceasta să constituie o limită. In minereu foarte dur de fier, viteza maximă a fost de 8,4—6 m/oră.

In dispozitivul de forare termică, combustia se face ca într-un motor de rachetă,





iar gazele calde evacuate au viteze supersonice. Combustia se face cu oxigen şi pet ol uşor, iar răcirea ci apă care a e şi sarcina de a răci brusc particulele de rocă topită şi a le ridica la suprafaţă. Intreaga instalaţie poate fi montată pe un autocamion.

Cheltuielile de investiţii reprezintă 1/5 faţă de oricare altă metodă de foraj, iar cele de întreţinere de 10%.

Mecanismul autoprăbuşirii în etaje. Gornîi Jurnal, 152 (1957) nr. 7 (iulie) 27—30.

La sistemul cu prăbuşre în etaj, 80—90% din rezerva unui panou se prăbuşeşte de la sine sub greutate proprie şi datorită presiunii rocilor provocate de subminarea panoului pe toată suprafaţa inferioară şi slăbirii ei din masiv în părţile laterale. S-a stabilit că blocul nu se surpă deodată pe toată înălţimea etajului, ci, la început, numai în limitele bolţii de echilibru. Pentru ca prăbuşirea să se continuie trebuie fie să se mărească suprafaţa inferioară dezgolită, fie să se deplaseze punctele de reazim lateral ale bolţii de echilibru.

Observaţiile autorului au arătat că prin mărirea adîncimii de exploatare, metoda cu prăbuşire în etaj se poate aplica la minereuri tot mai tari. Pentru a reduce presiunea pe pilierul de la baza panoului lăţimea acestuia trebuie să fie minimă. Cea mai intensă prăbuşire are loc în mijlocul panoului, bolta formîndu-se cu un unghi de 65—75°. In masa de rocă în prăbuşire se formează bolţi locale de descărcare care reduc presiunea pe pilierul galeriei de bază. Prin întreruperea evacuării minereului prăbuşit presiunea pe acest pilier creşte şi invers.

Unele probleme ale interacţiunii susţinerii mecanizate şi rocile înconjurătoare. Ugol 32 (1957) nr. 7 (iulie) 25—29.

Autorii arată că valoarea presiunii maxime pe susţinere în condiţii normale de exploatare se determină prin valoarea limitei iniţiale de plasticitate a elementelor sistemului: coperiş — susţinere — culcuş.

Pentru îmbunătăţirea condiţiilor de lucru ale susţinerii mecanizate este necesară mărirea vitezei de avansare a abatajului, realizarea elementelor de reazim ale susţinerii mobile cu rezistenţe constante, folosirea susţinerii mobile care nu păşeşte ci care-şi reduce reacţia de reazim în funcţie de mărimea solicitării iniţiale, folosirea susţinerii mobile care se deplasează menţinînd o reacţie constantă între coperiş şi culcuş.

Incercări asupra rezistenţei la flambaj a stîlpilor de pin. Przegląd Gorniczy, 7 (1957) nr. 10, p. 473—481.

In laborator s-au cercetat rezistenţa la flambare a 54 stîlpi de răşinoase defecţi (strîmbi, noduroşi). Ca rezultat al cercetărilor s-a constatat corespondenţa cu rezultatele lui Ros. Formula lui Tetmaier este aplicabilă pentru grinzi. Rezistenţa stîlpilor rotunzi este mai mare decît valorile obţinute cu formula lui Tetmaier. Nodurile şi strîmbăturile scad rezistenţa stîlpilor cu aproape 50% în raport cu lemnul drept. Lemnul strîmb fiind admis în mină (f = 1%) conform normei, va trebui să se limiteze numărul nodurilor şi mărimea lor. Aplicarea lemnelor defecte conduce la risipă şi pericol.

Experimentarea amonitei de stîncă în bazinul Krivoi-Rog. Gornîi Jurnal, 152 (1957) nr. 7 (iulie) 37—39.

Experimentarea s-a efectuat folosind cartuşe cu diametrul de 36 mm şi 180 mm lungime. Folosirea amonitei de stîncă a permis reducerea volumului lucrărilor de perforare cu 30%, mărirea productivităţii muncii cu 15—20% şi reducerea cantităţii de praf mărunt din atmosferă. Consumurile legate de operaţia de perforare se reduc cu 30% indiferent de tăria rocii. Incărcătura nu trebuie să depăşească 3/4 din lungimea găurii de mină.

* * *: **Forarea puţurilor.** Iron and Coal, 175 (1957) nr. 4655 (9 august) pag. 320.

Dispozitivul constă dintr-o serie de sape cu role montate la periferia unui cilindru metalic ce se roteşte fiind acţionat de un motor plasat deasupra sa. Comanda se face de la un post de comandă plasat deasupra motorului, întregul ansamblu fiind coborît în puţ. Motorul de forare are o putere de 2×25 CP iar cel pentru pompa de circulaţie de 7,5 CP. Inlăturarea măruntului rezultat din forare se face prin circulaţie de apă. Săparea unui puţ de 137 m adîncime s-a făcut cu o viteză netă de 0,93 m/h sau o viteză comercială de 0,28 m/h. Echipa de săpare este formată din 2 mineri în puţ şi 2 la suprafaţă. Rotaţia cilindrului se face cu 0,9—15 rot/min, dar optim este la 7 rot/min. Această instalaţie este destinată forării puţurilor în sedimentar, cu diametre de 1,8—2,4 m.

Progresul electrificării după expoziţia minieră din 1954. Schlägel und Eisen, (1957) nr. 10, p. 735—748.

Autorul face o trecere în revistă a ultimelor realizări în domeniul transformatoarelor, motoarelor electrice, instalaţiilor de extracţie, cablurilor iluminatului, locomotivelor de mină, bateriilor şi instalaţiilor de comunicaţii şi semnalizare.

La transformatoare se remarcă cele cu silkon şi fibre de sticlă care la 400 kVA cîntăresc 2 420 kg la un gabarit de 1 960 × 870 × 935 mm. Folosirea siliconului la construcţiile de motoare a permis atingerea unor temperaturi de 180° fără pericol. Astfel de motoare au fost realizate pentru benzi cu raclete (30 kW la 1 470 rot/m'n). La fel seria de motoare de 1,5—10 kW destinate ventilatoarelor tub.

În domeniul construcţiei cablurilor se remarcă progrese considerabile. Astfel, au apărut cablurile blindate în aluminiu, cablul plastic din policloroură de vinil cu 5 contacte pentru semnalizări şi comunicaţie telefonică.

La iluminat au apărut lămpi de 12 V şi 100 W ce permit cuplarea unui telefon sau semnalizare directă.

De asemenea lămpi de benzină la care aprinderea se face cu un magneto care încălzeşte o punte de platin-indiu.

* * *: **Evoluţia mecanizării în abataj în minele de cărbuni din Franţa.** Bulletin d'informations techniques (1957) nr. 76 (iulie-august) pag. 16—18.

În abatajele mecanizate producţia de cărbuni a crescut de la 24,4% în 1954 la 28,4% în 1956, iar în abatajele semimecanizate de la 19,7% la 34,3% în aceeaşi perioadă. Tăierea cu plug permite extragerea zilnică a 11 200 t, iar cu combina Valantin — 22 720 t/zi. În intervalul 1952—1954 producţia obţinută din abataje mecanizate a crescut în R.F.G. de la 5,0% la 12%, în Sarre de la 19,5 la 39,1%, în Belgia de la 2,0% la 13%, iar în Olanda de la 15,5 la 30,5%.

Cele mai mari viteze corespund abatajelor mecanizate în cameră cu 1,85 m/zi şi productivităţi de 6 t/post. Abatajele cu front lung au viteze de 1,42 m/zi şi productivităţi de 5 t/post. Abatajele semimecanizate realizează viteze de 1,14 m/zi şi productivităţi de 3,5 t/post, iar restul abatajelor nemecanizate cîte circa 1 m/zi şi 2,8 t/post.

Repartizarea producţiei după metode de exploatare este următoarea: 22% în abataje cu front lung mecanizat cu producţie medie zilnică de 276 t; 18% în abataje cameră mecanizate cu producţie medie zilnică de 75 t; 33% în abataje semimecanizate cu producţia medie zilnică de 154 t, iar 27% din abataje nemecanizate cu producţia medie zilnică de 102 t. Producţia medie zilnică pe abataj în Franţa a fost în 1956 de 124 t/zi.

Lungimea abatajului a variat de la 124 m la cele cu front lung, 13 m la cele cu front scurt, 80 m la cele semimecanizate şi 63 m la cele nemecanizate, realizînd o medie de 58 m.

Tyte L. C.: **Aparataje pentru măsurători miniere.** The mining electrical and mechanical engineer, 38 (1957) nr. 443 (august) pag. 61—71.

Înainte de a prezenta o serie de noi aparate de măsură destinate industriei miniere, autorul arată că aceste aparate trebuie să prezinte o precizie funcţie de fenomenul măsurat, să permită repetarea măsurătorilor, să necesite o calibrare minimă, să funcţioneze independent, să fie protejate contra scurgerilor de curent electric sau metan, să fie portative şi compacte.

Pentru cercetări de aeraj se foloseşte un micromanometru capabil de a măsura diferenţele foarte mici de presiune. Noul tip de manometru este de tipul cu lichid (apă distilată la care se adaugă un agent umectant) conţinut într-un rezervor şi un scurt tub U dispus orizontal. Modificările de presiune modifică poziţia meniscului în tubul în U. Dispozitivul este folosit cu un aparat de proecţie care indică şi revenirea meniscului la partea iniţială. Citirea se face pe aparatul de proecţie în mm col. apă, recalculate în funcţie de rotirea normală a dispozitivului care permite revenirea meniscului la origină. Aparatul poate măsura diferenţe de presiuni de ordinul a 0—50 mm cu o precizie de 0,025 mm col. apă.

Un alt aparat destinat măsurătorilor de aeraj este aşa numitul profilograf care permite trasarea unor secţiuni exacte la scară, pe o planşetă pe care se transcrie profilul urmărit pe marginea galeriei de un operator.

Renometrul este un dispozitiv telescopic fixat între coperiş şi culcuş şi care permite citirea directă a convergenţei acestora. Pentru măsurători de presiune a fost imaginată o mesdosă compusă dintr-un cilindru de oţel elastic pe care apasă un capac ce preia presiunea stîlpului. Într-o serie de orificii verticale din cămaşa cilindrului se plasează pereţii de rezistenţă care înregistrează orce modificare în starea de tensiuni a cămăşii de oţel. Aceste variaţii sînt înscrise pe diagrame a căror citire permite stabilirea variaţiei sarcinii.

În continuare este indicat un dinamometru de construcţie simplă pentru tijele de ancorare şi un microampermetru destinat a fi folosit pentru măsurători la cele două dispozitive precedente.

Un dispozitiv interesant este detectorul semnalizator de metan realizat dintr-o lampă de benzină. Măsurarea metanului se bazează pe măsurarea în timp a temperaturii flacării la o anumită înălţime în lampă prin intermediul unui termocuplu. La o creştere cu 1,5% CH_4 creşterea temperaturii este de 25%. Măsurătorile se fac cu o lampă şi cu un înregistrator cu dispozitiv de ceas încărcate pentru o săptămînă şi capabile de a semnaliza.

Dispozitivul de măsurat continuu concentraţia de praf se bazează pe o continuă colectare gravitaţională şi precipitare termică a particulelor de praf. La fiecare 30 s aparatul aspiră 2 cm^3 aer. Dispozitivul a fost omologat şi s-a trecut la fabricarea lui în serie.

Folosirea transductoarelor a permis realizarea unui aparataj complet pentru măsurarea şi înregistrarea forţei din lanţurile de tracţiune ale unui plug, viteza şi poziţia plugului, energia de izbire a fiecărei lame a plugului, reculul fiecărei lame, consumul de aer comprimat, energia consumată de motor.

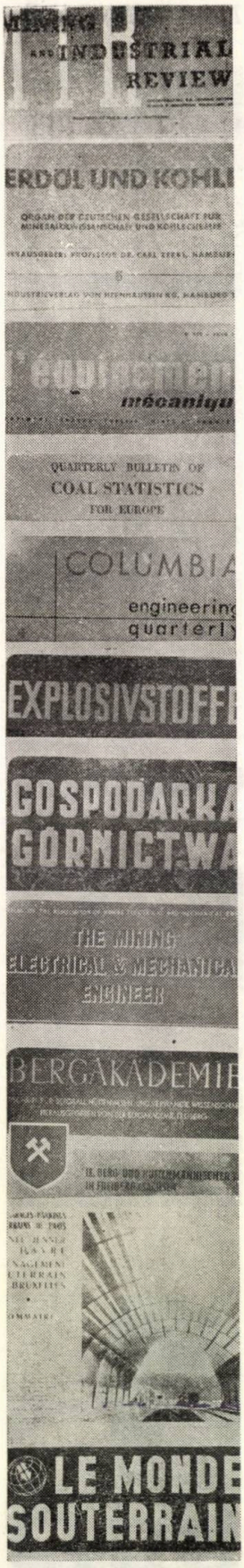
Bulandr. J. şi Dolesil M.: **Acţiunea colectorilor în faza intermediară soluţie-mineral.** Rudy 5, (1957) nr. 10 (oct.). anexa 1—8.

Autorii cercetează influenţa structurii reţelei cristaline a mineralului asupra flotabilităţii acestuia şi totodată legată de aceasta şi influenţa gradului de măcinare al minereului asupra variaţiei suprafeţii şi flotabilităţii particulelor minerale în turbureală.

Se emit diferite păreri asupra modului de fixare a colectorilor la suprafeţele mineralelor (absorbţie fizică, schimb de ioni, reacţie chimică) şi se descriu diferitele tipuri de colectori. Autorii prezintă şi formulele matematice ale unora din tipurile de legături ale mineralelor cu colectorul. Totodată se arată ecuaţia de echilibru pentru schimbul de ioni ai colectorului cu ioni ai mineralului sau a păturii electrice duble.

În încheiere se prezintă metodica cercetărilor de flotaţie, metoda prin absorbţie, cea

DOCUMENTARE



DOCUMENTARE

electrică, metoda cercetării gradului de umectare şi a flotaţiei. Se insistă asupra importanţei combinării acestor metode de cercetare şi apreciere a flotabilităţii.

Extracţia cărbunelui din carieră cu ajutorul macaralelor, Colliery Engeneering, septembrie, 1957.

La exploatările în carieră de la Ecorie Bank din Anglia, pentru extracţia cărbunelui se folosec macarale electrice rapide de mare viteză, instalate pe o treaptă înaltă de 70 m. Treapta cuprinde trei strate de cărbune în grosime de la 0.92—3,5 m, separate prin intercalaţii de steril.

Siguranţa şi folosirea efectivă a explorărilor. Canadian Mining Journal, 1957, nr. 9 (sept.), p. 123—128.

Analizînd accidentele realizate în minele din regiunea Quebec şi Ontario (Canada), autorul arată că circa 6% din accidentele mortale se datoresc în perioada 1951—1956 folosirii explozivilor. Din acestea circa 20% s-au produs înainte de puşcare (explozia capsei, explozie prematură a încărcăturii), 50% în timpul puşcării (înapoiere prea devreme în front, retragere prea în apropierea locului de puşcare, explozii accidentate) şi 30% după puşcare (forare în găuri state, încărcare fără verificarea puşcării).

În continuare, autorul indică mijloacele de îmbunătăţire a condiţiilor de securitate în acest domeniu : puşcarea electrică, capse de siguranţă mărite (termolit), folosirea unor explozivi mai puţin sensibili (în prezent se folosesc explozivi cu circa 75% nitroglicerină), folosirea unor agenţi explozivi speciali în cariere (aceşti agenţi devenind explozivi numai cînd se amestecă în gaura de sondă), folosirea de atomi marcaţi sau trasori radioactivi în substanţa explozivă şi detectarea de rateuri cu ajutorul contoarelor Geiger. În acest ultim domeniu se foloseşte stibiu radioactiv Sb-124 cu o durată de 60 zile dozajul fiind de 8,2 microcurie la un cartuş. Mărirea preţului de cost datorită introducerii trasorilor radioactivi se măreşte cu 1,5—2,0 dolari la cirta 50 kg exploziv.

Aliajele uşoare în mină. Schlägel und Eisen (1957), nr. 7 (iulie), p. 473—479.

Autorul face o prezentare generală a problemei aliajelor uşoare în occident. Astfel dintre ţările cu industrie minieră mai dezvoltată, producţia maximă şi minimă de aluminiu pe cap de locuitor o au S.U.A. (5,8 kg) şi R. F. Germană (0,9 kg). Caracteristicile aluminiului : greutate redusă (2,7 g/cm^3), punct redus de topire (650^0), modul de elasticitate (0,7.10^6) îl recomandă pentru folosirea în aliaje sub formă de laminate. Totodată autorul remarcă folosirea pe o scară tot mai largă a aliajelor uşoare atît în construcţii civile cît şi în construcţiile industriale. În minerit se cunosc pînă în prezent construcţii din aliaje uşoare ca infrastructuri la transportoarele continue, colivii, vagonete şi în ultimul timp la stîlpi şi grinzi de susţinere. Totuşi cercetări recente dovedesc pericolul pe care îl prezintă aceste aliaje, din punctul de vedere al posibilităţii producerii scînteilor capabile de a aprinde metanul.

Ventilatoare principale verticale sau orizontale. Canadian Mining Journal (1957), nr. 9 (sept.), p. 132—134.

Autorul arată că ventilatoarele axiale au fost montate la minele din Canada în urmă cu 15—20 ani. În articol se face o comparaţie între ventilatoarele axiale şi orizontale. Ventilatoarele verticale sînt instalate direct pe gulerul puţului de aeraj avînd o mică cameră de control electric plasate lateral. Rotorul este plasat deasupra motorului. Cele 6 ventilatoare axiale verticale montate în Canada au funcţionat de doi ani în condiţii optime.

Instalaţiile verticale de ventilatoare sînt simple necesitînd un minim de spaţiu şi permiţînd realizarea unei construcţii rigide, cheltuieli reduse de construcţie datorită eliminării coturilor de beton de la ventilatoarele orizontale, întreţinere comodă. Neajunsurile ventilatoarelor verticale sînt : defectarea uşoară a paletelor, verificarea greoaie a instalaţiei şi ridicarea curbelor caracteristice.

Un ventilator vertical este indicat la o instalaţie de suprafaţă de la o nouă mină care are nevoie de o mai mare cantitate de aer.

Prevenirea focurilor la minele Noranda. Canadian Mining Journal 1957, nr. 9 (sept.), p. 114—120.

Autorii descriu modul de prevenire şi combatere a focurilor la o mină ce exploatează pirită cupriferă. De remarcat că în timp ce în anul 1949 (ultimele şase luni) au fost depistate 21 de focuri, în 1956 (în acelaşi interval) au fost depistate numai două focuri. Exploatarea se face prin rambleiere, în felii pe înclinare. Oxidarea afectează pirita şi cimentul dintre particulele piritoase. Focurile se produc în primul rînd datorită explozilor de praf de pirită puternic inflamabil cînd se găsesc în suspensie în aer. În cursul acestor explozii se produc temperaturi de pînă la 3 000^0 care aprind susţinerea. Alţi factori pot fi oxidarea minereului, a rambleului sau scurtcircuitele liniilor electrice.

Exploziile de praf de pirită s-au redus odată cu introducerea puşcării cu microintîrziere care nu formează cantităţi importante de praf.

În continuare, autorii descriu metodele şi echipamentul de stingere a focurilor.

Un nou tip de locomotivă. Glückauf, 93 (1957), nr. 37/38 (14 sept.), p. 1167-1168.

Noul tip de locomotivă posedă două trolee după sensul în care circulă. Lungimea 5 660, înălţime 1 600 ; lăţime 1 050 mm, greutate 15 t, două motoare ; puterea fiecărui motor 50 kW la 257 A ; turaţie/minut : 680 ; forţa la cîrlig : 2 400 kg ; viteză 14,5 km/oră. Frînarea se face pneumatic.

Săparea a 1 304 m galerie pe lună, cu combina PK-2 m. Ugol 32 (1957) nr. 10 (oct.) 1—6.

Media zilnică a fost de 42 m iar cea maximă de 51 m. Productivitatea întregii echipe a fost de 2,38 m/post. Costul lucrării s-a redus cu circa 40% faţă de procedeul cu puşcare.

S-a dovedit că mai trebuie aduse unele modernizări în special generalizarea comenzilor hidraulice.

I. P. 2, c. 1932

MAGYAR KÖNYVTÁROS 1883

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Industriei Grele — Departamentul Cărbune și Minereuri și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere). Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 3.07.30 și 3.57.28. — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual — Prețul unui exemplar: lei 5.

Lei 5

E 1433

KAT

Revista MINELOR

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

Institut. de Documentare Tehnică BUCUREȘTI
OFERTĂ - CERE
VYMĚNA - WYMIANA
TAUSCH - ...EHA

8

1958

ASIT

August
1958
Anul IX
Nr. 8

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R. AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE – DEPARTAMENTUL CĂRBUNE ȘI MINEREURI ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. ing. habil **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing **GH. VANCI.**

SUMAR

	Pag.
* * *: **23 August.**	339–340
* * *: **10 august, Ziua minerului.**	341–342
IONESCU M. N. și DUINEA D. N.: **Încadrarea cărbunilor din R.P.R. în clasificarea internațională,**	343–369
BONEA I.: **Precizia azimutelor și a coordonatelor în poligonații și rețele de triangulații după compensare,**	369–373
HAIER E. și MICLEA ALEX.: **Încărcător mecanic pentru abataje cameră,**	374–379
DULA A.: **Utilizarea nisipului la burarea găurilor la minele din Valea Jiului,**	380–381
RECENZII	
DOCUMENTARE	

Coperta noastră: **Instalația de flotație de la Cavnic intrată în funcție în anul 1955.**

E 1433

MŰSZAKI KÖNYVTÁR OSZTÁLY 1883

REVISTA MINELOR

ANUL IX — NR. 8 — AUGUST 1958

СОДЕРЖАНИЕ

Ионеску М. Н. и Дуиня Д. Н.: **Приурочивание румынских углей к международной классификации.** Описываются методы рекомендуемые Европейским Экономическим Комитетом (ЕЭК) ООН, служащие для классификации каменных углей и уточнения предела между каменным и бурым углями. Указываются результаты применения предлагаемых методов на бурых углях из всех румынских бассейнов (всего 426 проб), их соответствующие марки и товарная категория.

Revista Minelor (1958), No. 8, стр. 343—369

Боня И.; **Точность азимутов и координат в полигонировании и триангуляционных сетях после компенсации.** На основе предпосылки, что точность измерения характеризуется погрешностью возникающей при съемке, автор определяет погрешность измеряемых и компенсируемых элементов, т. е. погрешность после компенсации. Дается ряд несложных формул, дающих возможность быстро и легко рассчитать эти погрешости.

Revista Minelor (1958), No. 8, стр. 369—373

Хаер Е. и Микля А.: **Механический погрузчик для камерных лав.** Рассматривается вопрос механизации навалочных работ в камерных лавах Долины Жиу, применительно к лавам с механизированной откаткой, Описывается ряд испытаний проведенных по внедрению механизации, дается конструкция машины сооруженной в 1957 г. и экономический расчет ее использования.

Revista Minelor (1958), No. 8, стр. 374—379

Дула А.: **Использование песка при забойке шпуров в шахтах Долины Жиу.** В течение 1956—1957 гг. на некоторых разработках угольного бассейна Долины Жиу проведены опыты взрыва забитых песком шпуров, причем получены удовлетворительные результаты. В статье проводится анализ этих результатов.

Revista Minelor (1958), No. 8, стр. 380—381

CONTENTS

Ionescu M. N. and Duinea D. N.: **Inclusion of Roumanian pit coal into the international classification.** There are described the methods indicated by E.E.C. of U.N.O. for pit coal classification and for the determination of the limit between pit-coal and brown coal. Further on, there are shown the results concerning the methods which are applied to pit coal from all the collieries from R.P.R. (in whole 426 samples), as well as the code figures that characterize them and the commercial class in which they are classified.

Revista Minelor No. 8/1958, p. 343—369.

Bonea I.: **The preciseness of azimuths and co-ordinates in polygonations and triangulation networks after compensation.** Considering that the preciseness of a measurement is in fact characterized by the error done at mine survey, the author determines the error of measured and compensated elements, that is the error after the compensation, giving some simple formulae, with the help of which these errors can be easily and quickly calculated.

Revista Minelor No. 8/1958, p. 369—373.

Haier E. and Miclea Alexandru: **Mechanical shavel-crane used in shafts.** The article deals with the problem of mechanization of under-ground loading from Jiu Valley, poihting out those shafts in which the haulage is mechanized. The authors show the tests made and they describe only the machine made in 1957 and the economic calculus in connection with the utilization of this machine.

Revista Minelor No. 8/1958, p. 374—379.

Dula A.: **The utilization of sand in wadding the mine holes from Jiu Valley collieries.** In 1956 and 1957 in some collieries from Jiu Valley tests of packing holes with sand were made, giving good results. It analyses these results.

Revista Minelor Nr. 8/ 1958, p. 380—381.

INHALTSVERZEICHNIS

Ionescu M. N. und Duinea D. N.: **Eingliederung der rumänischen Kohle in der internationalen Kohlenklassifizierung.** Man beschreibt zuerst die von dem Europäischen Wirtschaftsausschuss (C.E.E.) der U.N.O. empfohlenen Methoden für die Klassifizierung der Steinkohle sowie für die Grenzbestimmung zwischen Stein- und Braunkohle. Weiter gibt man die Ergebnisse der mit diesen Methoden auf insgesamt 426 Steinkohlenproben aus allen Kohlenbecken der R.V.R. durchgeführten Untersuchungen, sowie die kennzeichnenden Codezahlen und die entsprechenden Handelsklassen dieser Kohle, an.
Revista Minelor Nr. 8/1958, S. 343—369.

Bonea I.: **Die Genauigkeit der Azimute und Koordinaten in den Polygonierungen und Triangulationsnetzen nach der Ausgleichung.** Von der Auffassung ausgehend, dass die Genauigkeit einer Messung sich in der Tat durch den bei der Aufnahme gemachten. Fehler karakterisiert, legt der Verfasser den Fehler der gemessenen und ausgeglichenen Elemente, d. h. den Fehler nach der Ausgleichung, fest und gibt einige einfache Formen für eine leichte und schnelle Berechnung dieser Fehler an.
Revista Minelor Nr. 8/1958, S. 369—373.

Haier E. und Miclea Al.: **Eine Kammerbau-Lademaschine.** Die Verfasser behandeln das Problem der Mechanisierung der Ladearbeiten in den mit maschinellen Fördermitteln ausgerüsteten Kammerbauen der Kohlengruben von Valea Jiului. Man beschreibt einige von den zu diesem Zwecke durchgeführten Versuchen sowie die in 1957 aufgebaute Lademaschine. Schliesslich legt man eine Wirtschaftlichkeitsberechnung für die Anwendung dieser Maschine vor.
Revista Minelor Nr. 8/1958, S. 374—379.

Dula A.: **Anwendung des Sandes bei dem Bohrlochfüllwerke in den Kohlengruben von Valea Jiului.** Im Laufe der Jahre 1956 und 1957 hat man mit gutem Erfolg in einigen Gruben des Kohlenbeckens von Valea Jiului Sprengversuche mit Sandbesatz durchgeführt. Die Versuchsergebnisse sind in diesem Artikel analysiert.
Revista Minelor Nr. 8/1958, S. 380—381.

SOMMAIRE

Ionescu M. N. et Duinea D. N.: **L'encadrement des charbons de la R.P.R. dans la classification internationale.** On fait d'abord la description des méthodes recommandées par le Comité Economique Européen (C.E.E.) de l'O.N.U. pour la classification des houilles et pour l'établissement de la limite entre les houilles et le charbon brun. On donne ensuite les résultats de l'application des méthodes proposées sur les houilles de tous les bassins de la R.P.R. (au total 426 épreuves exécutées) ainsi que les numéros du code et la classe commerciale correspondante.
Revista Minelor No. 8/1958, p. 343—369.

Bonea I.: **La précision des azimuts et des coordonnées dans les levés par polygones et dans les réseaux de triangulation, après compensation.** En partant de la prémisse que la précision d'un mesurage est caractérisée par l'erreur que l'on fait au levé, l'auteur détermine l'erreur des éléments mesurés et compensés, c'est à dire l'erreur après compensation, en donnant quelques formules simples pour la calculation facile et rapide des erreurs.
Revista Minelor No. 8/1958, p. 369—373.

Haier E. et Miclea Al.: **Chargeur mécanique de charbon dans l'exploitation par chambres.** L'article examine le problème de la mécanisation du chargement dans les chantiers d'exploitation par chambres au transport mécanisé du bassin charbonnier de Valea Jiului. On donne quelques résultats des essais faits dans ce but, une description de la machine construite en 1957 ainsi qu'un calcul économique sur l'utilisation du chargeur.
Revista Minelor No. 8/1958, p. 374—379.

Dula A.: **L'utilisation du sable au bourrage des trous de mine dans les charbonnages de Valea Jiului.** En 1956 et 1957 on a fait dans quelques mines de charbon du bassin de Valea Jiului des essais d'explosion des trous de mine bourrés avec du sable. Les résultats de ces essais, qui ont été très favorables, sont analysés dans cet article.
Revista Minelor No. 8/1958, p. 380—381.

23 August

La 23 August 1958 se împlinesc 14 ani de la marea zi a eliberării Romîniei de sub jugul fascist. Ziua de 23 August este pentru poporul romîn cea mai mare sărbătoare națională, deoarece ea a marcat o cotitură radicală în viața și destinele sale însemnînd sfîrșitul unui regim de asuprire și de exploatare a oamenilor muncii. Această zi marchează începutul unei ere noi, în care poporul muncitor a devenit stăpîn al țării, constructor al unei vieți noi, socialiste.

In condițiile ofensivei glorioaselor armate sovietice, care au dat lovituri nimicitoare trupelor hitleriste, Partidul Comunist Romîn a înfăptuit acțiunea coordonată a forțelor patriotice populare și a soldaților, ofițerilor și generalilor patrioți din armată, al cărei rezultat a fost doborîrea dictaturii militaro-fasciste antonesciene și scoaterea Romîniei din războiul hitlerist, atît de potrivnic voinței poporului romîn și intereselor sale naționale.

Lupta neobosită a Partidului Comunist Romîn pentru unirea tuturor forțelor patriotice într-un front larg de luptă antifascistă a avut ca rezultat antrenarea maselor populare și a armatei la insurecția armată, scoaterea țării din războiul antisovietic și eliberarea ei de sub jugul ocupanților hitleriști și a unelteltor lor antonesciene.

Prin acest act de la 23 August 1944 este încununată lupta de ani și ani de zile a Partidului Comunist Romîn pentru apărarea libertăților democratice și a independenței naționale.

Apariția și dezvoltarea regimului democrat-popular, formă a dictaturii proletariatului, este rodul unor necesități obiective ale vieții sociale, rezultatul unui proces istoric îndelungat în cadrul căruia s-au afirmat și au biruit aspirațiile de eliberare socială, independență națională, pace și democrație ale maselor populare din țara noastră.

Răsturnarea dictaturii militaro-fasciste a descătușat forțele revoluționare ale poporului romîn, a trezit la luptă conștientă milioane de oameni ai muncii. Insurecția armată de la 23 August 1944 a deschis perspective rezolvării problemelor social-economice ridicate de întreaga evoluție istorică a Romîniei; ea a deschis calea transformării revoluționare a țării într-o republică democrat-populară.

Prin instaurarea Republicii Populare Romîne, statul democrat popular a devenit o formă a dictaturii proletariatului, cu sarcina de a lichida exploatarea omului de de către om, de a construi economia și cultura socialistă, de a educa masele în spiritul marxism-leninismului și a le atrage la conducerea treburilor de stat și obștești, de a apăra cuceririle revoluționare împotriva oricăror uneltiri din partea dușmanilor din afară și din interior.

Prin deținerea puterii politice și naționalizarea principalelor mijloace de producție, clasa muncitoare a devenit proprietară asupra fabricilor, uzinelor, minelor, băncilor, întreprinderilor de transporturi, are monopolul comerțului exterior, deține poziții hotărîtoare în comerțul socialist. Datorită reformei agrare, țărănimea muncitoare este stăpînă pe pămîntul ce-l muncește, s-a eliberat de exploatarea moșierească. Aceste transformări revoluționare în domeniul puterii de stat și al proprietății asupra mijloacelor de producție au stimulat energia creatoare a maselor populare și au asigurat un ritm rapid de dezvoltare multilaterală — socială — economică și culturală — patriei noastre.

Politica de industrializare socialistă urmată de partid și guvern a dat de pe acum mari rezultate în domeniul dezvoltării forțelor de producție în industrie și agricultură. Clasa muncitoare, spre deosebire de burghezie, a reușit să asigure un ritm rapid de dezvoltare a industriei naționale, să creeze noi ramuri industriale, îndeosebi în industria grea. Valoarea producției globale industriale este de aproape 3,5 ori mai mare decît în 1938. Se produc astăzi tractoare, camioane, strunguri, utilaj petrolifer, turbine cu abur, rulmenți etc. Se înfăptuiește un vast plan de electrificare a țării în cadrul cărora se construiesc numeroase uzine termo și hidro-electrice, se lărgește industria electrotehnică. Constituie o mîndrie patriotică pentru fiecare om al muncii faptul că astăzi industria socialistă produce cea mai mare parte a mașinilor și utilajelor necesare economiei naționale, inclusiv mașinile trebuincioase agriculturii.

Aplicînd învățătura marxist-leninistă cu privire la industrializarea socialistă, Partidul Muncitoresc Romîn a acordat atenție în primul rînd dezvoltării industriei grele și ramurii ei principale, industria constructoare de mașini. Pe această linie, o preocupare fundamentală a constituit-o introducerea fabricării de mașini și utilaje perfecționate care să ducă la sporirea masivă a productivității muncii și care să înlocuiască un volum important de muncă manuală.

In anii regimului democrat-popular s-au obținut pe această linie realizări de valoare incontestabilă. In comparație cu 1948, volmul producției industriale a crescut în 1957 de 4,2 ori; producția mijloacelor de producție s-a mărit în această perioadă de peste 5 ori, iar producția bunurilor de consum de aproape 3 ori și jumătate. In ramura construcțiilor de mașini producția a sporit de 8 ori.

Cu sprijinul frățesc al Uniunii Sovietice și în strînsă colaborare cu celelalte țări socialiste, țara noastră a reușit să făurească și să dezvolte o industrie constructoare de mașini puternică, capabilă să înzestreze ramurile de producție cu cea mai mare parte din mașinile și utilajele necesare și să asigure treptat reconstrucția întregii economii naționale pe baza tehnicii noi.

In domeniul energetic i-au trebuit regimului burghezo-moșieresc 14 ani (1925—1938) pentru a instala 329.500 kW, în timp ce regimul democrat-popular a realizat numai în cursul primului cincinal o putere instalată de 540.000 kW.

In anul 1960, se vor produce circa 8 miliarde energie, față de cele 7 miliarde prevăzute în planul de electrificare. Depășirea producției se va face cu cheltuieli de investiție simțitor mai reduse, datorită îmbunătățirilor aduse în mers de către muncitorii, tehnicienii și oamenii de știință care și-au pus priceperea și entuziasmul lor patriotic în slujba realizării acestui măreț program al partidului.

In industria petroliferă, anii regimului democrat-popular au reprezentat ani de mari succese și realizări. Primul plan cincinal a fost depășit la producție realizîndu-se 10.575.000 tone țiței, cu aproape 600.000 tone peste prevederile planului cincinal și cu aproape 2 milioane mai mult decît cea mai înaltă producție anuală obținută sub regimul burghezo-moșieresc.

Pe temelia industriei grele, s-a dezvoltat și se dezvoltă în țara noastră industria bunurilor de consum necesare îmbunătățirii continue a aprovizionării multilaterale a populației.

In Romînia burghezo-moșierească dezvoltarea industrială a început — ca în general în țările capitaliste — cu dezvoltarea industriei ușoare care cere investiții mici și aduc profituri într-un termen scurt, însă această dezvoltare s-a făcut anarhic, cu mari disproporții între diferitele subramuri ale industriei ușoare.

In anii regimului democrat-popular au fost construite noi fabrici; numeroase întreprinderi vechi au fost înzestrate cu mașini și utilaje de înalt nivel tehnic. Pentru a lichida fărămițarea întreprinderilor preluate de la capitaliști și a crea premizele dezvoltării producției în condiții economice superioare, au fost reorganizate prin comasare, o serie de întreprinderi; au intrat în funcțiune numeroase întreprinderi noi, utilate cu mașini importate din U.R.S.S. și din alte țări, precum și cu mașini construite în țara noastră.

Creșterea capacităților de producție, dezvoltarea în măsură din ce în ce mai mare a bazei de materii primă, mai ales agricole, ridicarea productivității muncii au permis sporirea însemnată a producției în industria ușoară. Față de 1938, producția în textile a fost în 1956 de aproape 3 ori mai mare, în pielărie și încălțăminte de peste 3 ori mai mare, în confecții de peste 5 ori mai mare.

Semnificativ pentru dezvoltarea industriei ușoare în anii regimului de democrație populară este sporirea simțitoare a producției calculate pe cap de locuitor. Față de 1938, producția industrială de bumbac calculată pe cap de locuitor a fost în 1956 cu 62% mai mare; la țesături de lînă a sporit cu 125%, la țesături de mătase cu 55%; la piele cu 104%, etc. Creșterea producției calculate pe cap de locuitor este mai mare dacă ținem seama că odată cu sporirea producției în industria ușoară s-a dezvoltat, în perioada amintită și producția casnică a gospodăriilor țărănești, precum și producția atelierelor meșteșugărești și cooperatiste.

In anii puterii populare mineritul nostru a făcut mari progrese. Datorită ajutorului prețios al U.R.S.S. în mașini și utilaje, precum și prin dezvoltarea fabricației de utilaje miniere în țara noastră, tîrnăcopul și sfredelul de mînă au fost de mult înlocuite prin ciocanul de abataj și perforatorul pneumatic sau electric, iar prin introducerea mașinilor de încărcat, havezelor și combinelor „Donbass", minerii noștri se vor elibera tot mai mult de muncile grele, de tăierea și încărcarea manuală.

Pentru transportul utilajului în abataje, au fost introduse, pe scară largă, benzi cu raclete și benzi de cauciuc, iar pentru transportul în galerii vagonete cu lagăre pe rulmenți, precum și locomotive Diesel și electrice.

Industria minieră primește astăzi de la tînăra noastră industrie constructoare de mașini o serie de utilaje miniere de bună calitate ca: perforatoare, benzi de transport, locomotive Diesel și electrice, mașini de încărcat steril, compresoare etc.

Toate acestea au avut drept consecință o creștere importantă a indicilor de mecanizare.

In semestrul Ial anului 1958, în industria carboniferă tăierea cărbunelui în abataje se face mecanizat în proporție de 88%, transportul cărbunelui în abataj se face astăzi în proporție de 71% mecanizat, reprezentînd o creștere de 29% față de aceeași perioadă a anului 1957. Mecanizarea complexă la exploatările carbonifere în carieră a atins o proporție de circa 98%.

In sectorul de minereuri, situația în semestrul I al anului 1958 ne arată, de asemenea, o creștere considerabilă a mecanizării. Astfel, excavarea prin perforare mecanică cu suporți pneumatici se face azi în proporție de 90%; transportul în abataje este mecanizat în proporție de 95%; transportul în galerii principale cu locomotive — în proporție de 86%.

Un rezultat foarte important al îmbunătățirii modului de organizare a producției în minele noastre și al dezvoltării pe scară largă a mecanizării a fost și creșterea productivității muncii.

Marile înfăptuiri economico-sociale ale Statului democrat popular romîn demonstrează superioritatea orînduirii socialiste și constituie un act de acuzare împotriva claselor exploatatoare pe care poporul romîn le-a alungat pentru totdeauna de la cîrma țării noastre.

Realizările obținute de regimul de democrație populară sînt rodul activității creatoare a maselor populare, conduse de Partidul Muncitoresc Romîn.

Relațiile de întrajutorare și colaborare reciprocă dintre statele marelui lagăr socialist, ajutorul multilateral al Uniunii Sovietice și a celorlalte țări socialiste au înlesnit poporului romîn să facă mari pași înainte pe drumul deschis omenirii acum patru decenii de Marea Revoluție Socialistă din Octombrie.

Sistemul mondial socialist a promovat statornicirea între țările socialiste a unor relații de un tip cu totul nou în istorie a cărui esență constă în colaborarea și întrajutorarea tovărășească, întemeiată pe principiile respectării deplinei egalități în drepturi, a intereselor reciproce a independenței și suveranității naționale.

O treaptă mai înaltă a colaborării economice între țările socialiste și care evidențiază și mai mult superioritatea sistemului mondial socialist o constituie coordonarea planurilor economice ale țărilor din lagărul socialist.

In coordonarea de perspectivă a activității economice, un rol de seamă revine Consiliului de ajutor economic reciproc (C.A.E.R.) și comisiilor pe ramuri din cadrul acestuia, create în 1956. Măsurile elaborate de C.A.E.R. pentru coordonarea dezvoltării principalelor ramuri ale economiei naționale a țărilor membre în cincinalul 1956—1960 sînt deosebit de importante pentru dezvoltarea fiecărei țări socialiste în parte, pentru întărirea sistemului economic socialist în întregul său.

Recent a avut loc la Stokholm lucrările Congresului mondial pentru dezarmare și colaborare internațională. Reprezentanți ai forțelor iubitoare de pace de pe cele cinci continente s-au întîlnit acolo pentru a face un schimb de păreri în problemele cele mai arzătoare ale vieții internaționale, pentru a găsi în comun soluțiile acestora în vederea întăririi păcii și securității popoarelor.

Marea adunare a popoarelor a avut loc într-un moment în care cresc și se întăresc necontenit, pe un front larg, forțele mondiale ale păcii, în vreme ce pozițiile cercurilor imperialiste agresive slăbesc zi de zi. Principala stavilă în calea planurilor războinice o constituie țările lagărului socialist, în frunte cu Uniunea Sovietică. Succesele remarcabile ale acestor țări pe tărîmul dezvoltării economiei, științei și culturii, unitatea lor de oțel, inițiativele lor neîntrerupte în vederea destinderii încordării internaționale se bucură de simpatia și sprijinul întregii omeniri progresiste, încurajează și înmulțesc forțele păcii de pretutindeni.

Congresul a adresat un apel solemn popoarelor și guvernelor, pentru a se pune capăt intervenției armate în Orientul apropiat luptînd pentru retragerea imediată a trupelor străine din această regiune. S-a făcut un apel pentru convocarea unei conferințe la nivel înalt care să permită a se face primii pași pe calea colaborării internaționale.

Congresul a chemat toate forțele iubitoare de pace să lichideze divergențele care există între ele, să ajungă la un acord, să avertizeze opinia publică împotriva primejdiei care o amenință, să o mobilizeze pentru ca popoarele să fie atrase în lupta pentru pace.

In această situație extrem de încordată și plină de pericole pentru întreaga omenire, calea spre curmarea conflictului din Orientul arab, spre întoarcerea evenimentelor de pe făgașul războiului pe acela al păcii a fost din nou arătată de Uniunea Sovietică. Propunerea din Mesajul președintelui Consiliului de Miniștrii al U.R.S.S. cu privire la convocarea conferinței șefilor celor cinci guverne a fost întîmpinată cu căldură de întreaga opinie publică mondială. Atît de puternic a fost ecoul produs de propunerea sovietică încît nimeni, nici chiar cercurile conducătoare ale țărilor agresoare nu s-au încumetat să o respingă fățiș.

La fel ca în toate țările lumii, și în țara noastră are loc în aceste zile un puternic val de demonstrații populare prin care mase de oameni ai muncii își demonstrează indignarea față de acțiunile agresive ale S.U.A. și Angliei, cerînd să se pună capăt intervenției imperialiste în Orientul apropiat și să se respecte dreptul popoarelor arabe de a dispune liberi de soarta lor.

In aceste momente de încordare internațională, țările socialiste, conștiente de victoriile morale ale forțelor păcii, își mențin în același timp treaz vigilența, își întăresc capacitatea de apărare pentru a preîntîmpina și zădărnici acțiunile războinice ale imperialiștilor. Ele întăresc necontenit unitatea de nezdruncinat a țărilor lagărului socialist, în frunte cu Uniunea Sovietică și continuă cu perseverență lupta pentru destinderea internațională, pentru coexistența pașnică între țări fără deosebire de sistem social, pentru dezvoltarea relațiilor culturale și comerciale cu toate țările, pentru triumful păcii în lumea întreagă.

10 August, ziua minerului

Ziua minerului este o sărbătoare anuală, introdusă în anul 1950 de Guvernul R.P.R., ca semn al prețuirii față de munca plină de abnegație a minerilor din țara noastră.

In această zi, minerii noștri își arată succesele lor pe frontul muncii, atașamentul lor față de Partidul Muncitoresc Romîn și față de Guvernul R.P.R.

In anul 1958, Ziua minerului se sărbătorește în cadrul unui avînt al luptei pentru pace. Muncitorii noștri mineri fiind unul din detașamentele de avangardă ale clasei muncitoare, prin munca lor pașnică contribuie la dezvoltarea economiei naționale.

Realizările obținute demonstrează că muncitorii, inginerii și tehnicienii din industria minieră și-au însușit și aplică în practică Directivele celui de-al II-lea Congres al P.M.R. privind dezvoltarea industriei miniere.

In primul semestru al anului 1958, planul la producția totală de cărbune a fost îndeplinit în proporție de 101%, aceasta reprezentînd o realizare de 126% față de producția totală de cărbune realizată în întreg anul 1938. Este interesant de arătat că în anii puterii populare, industria noastră carboniferă a realizat în numai 8 ani (1950—1957 inclusiv) o producție ce reprezintă 102% față de producția pe o perioadă de 18 ani din timpul regimului burghez (1921—1938 inclusiv).

La celelalte produse miniere rezultatele sînt, de asemenea, edificatoare. Astfel, în semestrul I al anului 1958, producția de minereu de fier s-a realizat în proporție de 258% față de întreg anul 1938, minereu de mangan — în proporție de 165%, minereuri complexe 250%.

Realizările obținute în industria minieră în semestrul I al anului 1958, față de plan, sînt, de asemenea, îmbucurătoare. Valoric, situația se prezintă astfel:

	Valoarea producției globale	Valoarea producției marfă
Combinatul Carbonifer, Valea-Jiului	107,5%	107,2%
Direcția Generală de Lignit și Huilă	106,9%	106,3%
Total sector cărbune	107,3%	106,8%
Direcția Generală a Minelor de Minereuri, Feroase, Neferoase și Nemetalifere	113,9%	113,8%
Trustul de Prospecțiuni, Explorări și Deschideri Miniere	142,9%	113,8%
Total sector minereuri	114,4%	114,1%
Total Departament Cărbuni Minereuri	109,4%	108,9%

Anul acesta, Ziua minerului găsește pe muncitorii și tehnicienii noștri mineri antrenați într-un mare avînt pentru introducerea și folosirea tehnicii noi în scopul obținerii unor rezultate superioare în producție.

Acest lucru a fost posibil datorită investițiilor alocate în industria minieră, valoarea lor în primul semestru al anului 1958 depășind valoarea investițiilor pe aceeași perioadă a anului 1957. Numai dotația industriei miniere cu utilaje, în primul semestru al anului 1958, însumează aproape 100 milioane lei, ceea ce reprezintă o creștere de circa 15% față de aceeași perioadă a anului 1957.

Industria minieră primește astăzi de la tînăra noastră industrie constructoare de mașini, o serie de utilaje miniere de bună calitate, ca: perforatoare, benzi de transport, locomotive Diesel și electrice, mașini de încărcat steril, compresoare etc.

Aceasta a avut drept consecință o creștere mare a indicilor de mecanizare.

In semestrul I al anului 1958, în industria carboniferă, peste 70% din excavațiile la înaintări sînt efectuate mecanic, tăierea cărbunelui în abataje se face mecanizat în proporție de 88%, fiind în creștere față de semestrul I al anului 1957, mecanizarea la tăierea lignitului în abataje cu front lung reprezintă în semestrul I al anului 1958 față de semestrul corespunzător al anului 1957, o creștere de 22%; transportul cărbunelui în abataj se face astăzi în proporție de 71% mecanizat, reprezentînd o creștere de 29% față de aceeași perioadă a anului 1957. Mecanizarea complexă la exploatările carbonifere în carieră a atins o proporție de circa 98%.

In sectorul de minereuri, situația în semestrul I al anului 1958 ne arată, de asemenea, o creștere considerabilă a mecanizării. Astfel, excavarea prin perforare mecanică cu suporți pneumatici se face azi în proporție de 90% transportul în abataje este mecanizat în proporție de 95%.

Un rezultat foarte important al îmbunătățirii modului de organizare a producției în minele noastre și al dezvoltării pe scară largă a mecanizării, a fost creșterea productivității muncii.

Trebuie remarcat însă, că în afară de introducerea pe scară largă a mecanizării, de dezvoltarea și modernizarea minelor, de organizarea procesului de producție, creșterea productivității muncii este datorită și avîntului în muncă al bravilor noștri muncitori și tehnicieni minieri.

Productivitatea muncii în sectorul cărbune exprimată în t/post prestat pe exploatare, se prezintă față de aceeași perioadă a anului 1956, după cum urmează:

	Productivitatea muncii		
	1956 t/post	Sem. I. 1958 t/post	1958/1956 %
Direcția generală lignit și huilă	0,560	0,648	115
Combinatul Carbonifer, Valea Jiului	6,779	0,815	120
Total sector cărbune	0,616	0,718	116,4

In sectorul minier, randamentul pe exploatare a crescut în primul semestru al anului 1958 față de aceeași perioadă a anului 1957 la minereuri neferoase cu 15,5%.

In întrecerea pentru o cît mai bună folosire a tehnicii noi, pentru extinderea unei organizări a muncii în sub-

teran și la suprafață, pentru creșterea productivității muncii și reducerea prețului de cost, este exprimat patriotismul minerilor, atitudinea lor creatoare față de muncă și dorința de a contribui cu toate forțele pentru dezvoltarea industriei miniere.

Ca urmare a creșterii productivității muncii, minerii noștri au obținut importante succese și în reducerea prețului de cost.

Astfel, în primele cinci luni ale anului 1958, prețul de cost mediu pe Departamentul cărbuni-minereuri a fost redus cu 1,94% peste sarcina de reducere planificată, ceea ce reprezintă peste 11,5 mil. lei economii realizate în total. In frunte se situează Combinatul Carbonifer Valea Jiului cu economii realizate la costul producției de aproape 8 mil. lei, urmată apoi de Direcția generală a lignitului și huilei cu circa 2,5 mil. lei și sectorul minereuri, cu circa 1 mil. lei.

In țara noastră minerii sînt înconjurați de grija deosebită a partidului și guvernului, care apreciază munca nobilă a minerilor și rolul ei important în dezvoltarea economiei naționale.

Din punct de vedere al plății muncii, minerii ocupă primul loc printre muncitorii din alte ramuri industriale, iar pentru anii serviți și muncă ireproșabilă ei sînt decorați cu ordine și medalii în fiecare an, cu ocazia „Zilei minerului".

Minerii din țara noastră beneficiază de avantaje speciale, ca premii, ajutoare, trimiterea în cele mai frumoase stațiuni de odihnă etc.

Anul 1957 a fost anul inițierii marii acțiuni de introducerea sistemului îmbunătățit de salarizare.

Astăzi, la toate întreprinderile miniere s-a introdus acest sistem îmbunătățit. Cîștigurile muncitorilor mineri au crescut, în medie, cu circa 23%.

Muncitorii noștri minieri au răspuns la această îmbunătățire a salarizării prin sporirea eforturilor în vederea ridicării productivității muncii și a reducerii prețului de cost.

In regiunile miniere, s-a pus un accent deosebit și pe crearea condițiilor necesare dezvoltării social-culturale ale minerilor și familiilor lor. Numai în primul semestru al anului 1958, totalul fondurilor de investiții pentru construcția de locuințe se ridică aproape la 32 mil. lei.

Minerii noștri, întîmpină „Ziua minerului" cu importante succese în muncă. Minerilor însă, ca și tuturor oamenilor muncii, le sînt străine îngîmfarea și autolinistirea. Ei își apreciază în mod lucid succesele, dar totodată își cunosc și lipsurile.

Industria minieră mai dispune de mari rezerve neutilizate. Un număr de exploatări nu-și îndeplinesc sarcinile de plan, au productivitatea muncii încă scăzută, iar prețul de cost rămîne încă ridicat.

Pe viitor, în sectorul carbonifer, în scopul măririi capacității de producție, creșterii productivității muncii, reducerii prețului de cost și îmbunătățirii condițiilor de muncă, trebuie să se acorde atenție lichidării grabnice a denivelărilor și a consecințelor nefavorabile ce rezultă din acestea, extinderii abatajelor cu front lung, organizării în mod corespunzător a muncii în abataje și la înaintări, măririi gradului de mecanizare a înaintărilor, simplificării deservirii suprafeței minelor, raționalizării folosirii aerului comprimat și a energiei electrice.

De asemenea, este necesar a se acorda o atenție deosebită atingerii gradului de mecanizare la tăiere de 100%, extinzîndu-se, în special, perforarea rotativă electrică și măririi gradului de folosire a mașinilor. Institutul ICEMIN va trebui să rezolve definitiv și cît mai concret, problema susținerii metalice în abataj, problema umflării culcușului și a traversării și drenării nisipurilor acvifere. In toate aceste probleme, ca și în aceea de valorificare a lignitului, Institutului ICEMIN îi revin sarcini de mare răspundere.

In sectorul exploatărilor de minereuri neferoase și auroargentifere, în vederea obținerii unor rezultate mai bune, va trebui intensificată mecanizarea și modificarea metodelor de exploatare, simultan cu modernizarea fluxului tehnologic de preparare. De asemenea este necesară lichidarea rămînerii în urmă a acestui sector, în ceea ce privește alimentarea cu energie electrică.

Industria minieră este una dintre ramurile importante ale economiei socialiste. A asigura avîntul continu al acestei industrii înseamnă a contribui la dezvoltarea întregii noastre economii naționale.

Muncitorii, inginerii și tehnicienii din industria noastră minieră vor fi în primele locuri în lupta pentru plan, intensificînd și mai mult eforturile lor pentru a da patriei cărbune și minereu mai mult și mai ieftin.

Patrioți înflăcărați, ei nu-și vor cruța munca lor creatoare și vor fi în primele rînduri ale clasei noastre muncitoare, care construiește în mod victorios societatea socialistă.

Încadrarea cărbunilor din R.P.R. în clasificarea internațională

Ing. **N. M. Ionescu** și ing. **N. D. Duinea**

Institutul de Cercetări Miniere

Datorită condițiilor diferite de formare a cărbunilor, ei sînt foarte variați ca însușiri fizice și chimice, de unde rezultă și posibilitatea unor multiple criterii care pot fi folosite la clasificarea lor. Intrucît nu toate însușirile fizico-chimice sînt comune pentru toți cărbunii, rezultă că este greu să se stabilească criterii comune de clasificare.

Avînd în vedere importanța problemei atît din punct de vedere științific, cît și practic, în scopul valorificării raționale a cărbunilor, problema a fost studiată pe căile cele mai diferite, obiectivul cel mai de seamă fiind stabilirea unor indici calitativi care să dea indicații exacte asupra posibilităților de folosire a cărbunilor respectivi.

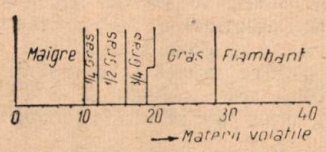


Fig. 1. *Belgia:* se deosebesc 6 grupe de huilă ale căror limite sînt fixate de conținutul de materii volatile.

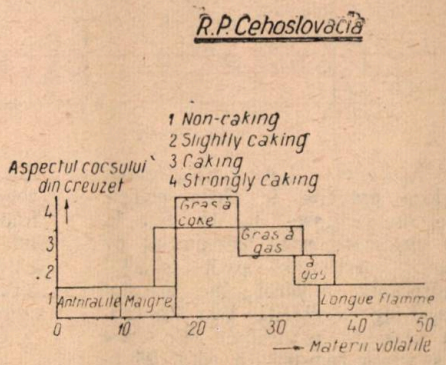


Fig. 2. *R. Cehoslovacă:* se deosebesc 6 grupe de huile precizate numai prin conținutul de materii volatile și aspectul cocsului în creuzet după determinarea acestora.

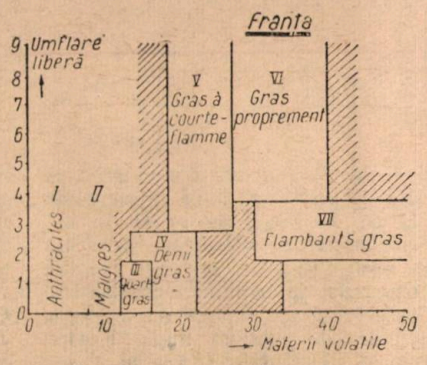


Fig. 3. *Franța:* clasificarea stabilită prin norma franceză cuprinde 8 clase de huilă pe baza conținutului de materii volatile și a indicelui de umflare liberă.

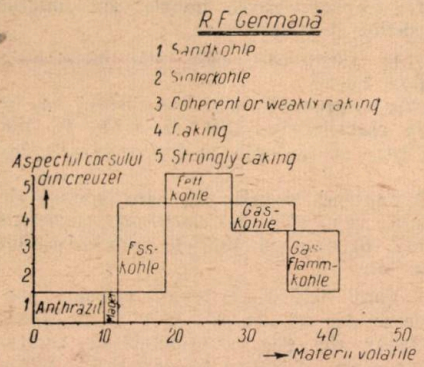


Fig. 4. *R. F. Germană:* clasificarea științifică se face potrivit D.I.N. 21900. In clasificarea comercială se deosebesc 6 clase de cărbune în funcție de conținutul de materii volatile și aspectul cocsului din creuzet la determinarea acestora.

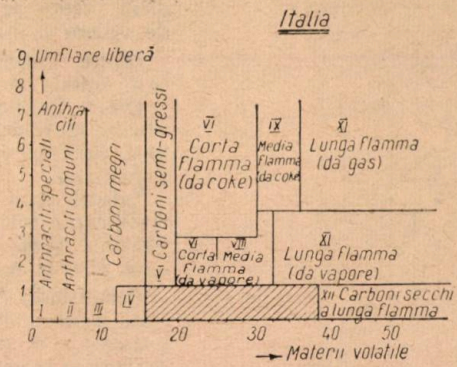


Fig. 5. *Italia:* clasificarea cuprinde în total 10 grupe de huile caracterizate prin conținutul de materii volatile și prin indicele de umflare liberă.

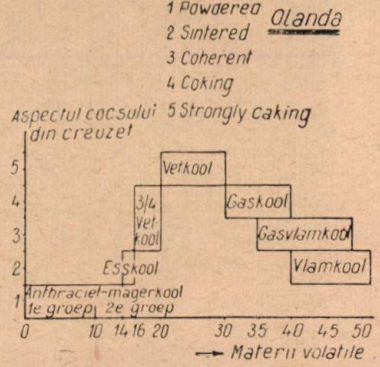


Fig. 6. *Olanda:* se deosebesc în total 8 grupe de huile precizate prin conținutul de materii volatile și prin aspectul cocsului rezultat la determinarea acestora.

Piedica cea mai mare care a stat întotdeauna în calea cercetării şi clasificării cărbunilor este neomogenitatea lor care provine de la materialul genetic, precum şi datorită transformărilor multiple bio- şi dinamochimice pe care acest material le-a suferit în decursul perioadelor geologice.

In cursul dezvoltării industriei carbonifere, fiecare ţară producătoare de cărbune a întocmit o clasificare naţională folosind criterii pe care le-a considerat necesare pentru caracterizarea cărbunilor săi.

Prima clasificare a cărbunilor datează din anul 1830, întocmită de Regnault, urmată fiind de un impresionant număr de propuneri pentru clasificarea cărbunilor.

Avînd în vedere că cele mai numeroase cercetări şi încercări de clasificare s-au efectuat asupra huilelor, deoarece ele constituie materia primă pentru cel mai important produs de prelucrare, şi anume cocsul, marea majoritate a clasificărilor se referă la această clasă de cărbune şi într-o mult mai mică măsură la clasa cărbunilor bruni, care, folosiţi fiind aproape exclusiv în scopuri energetice, nu interesează decît puterea lor calorică şi conţinutul de balast necombustibil, adică umiditate şi cenuşă.

Din criteriile cele mai importante folosite la clasificarea huilelor, se menţionează: analiza tehnică, inclusiv puterea calorifică, analiza elementară şi diferitele raporturi care rezultă din această analiză (C/H, C/O, O/H, indicele Wieluch), însuşirile plastice şi viscozitatea, umflarea, contracţia, aglutinarea, cocsificarea, adică toate însuşirile datorate înmuierii cărbunilor prin încălzire, vîrstei geologice, constituienţilor petrografici etc.

In multiplele clasificări elaborate aproape în fiecare ţară cu o industrie carboniferă mai dezvoltată se folosesc unele sau altele din datele de mai sus; în toate

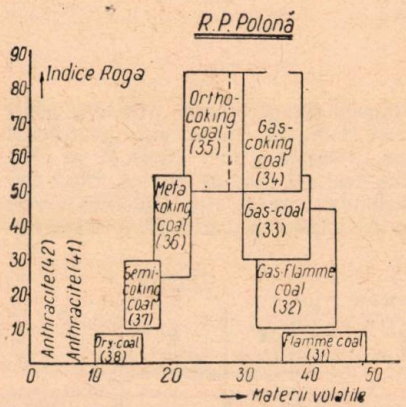


Fig. 7. *R. P. Polonă:* din clasificare rezultă 10 clase de huile numerotate de la 31 la 38 şi de la 41 la 42. Ca parametri de clasificare se folosesc conţinutul de materii volatile şi însuşirile de aglutinare-cocsificare. Se determină aglutinarea după Roga, presiunea de umflare după Korten Damm şi plasticitatea (X_{fin} şi Y_{max}) după L. M. Sapojnikov.

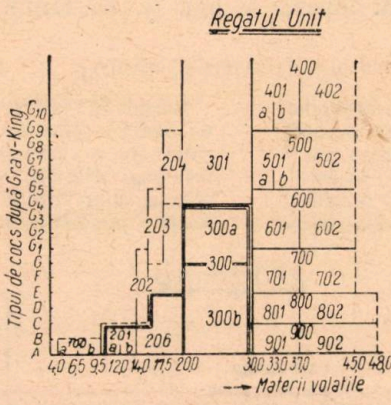


Fig. 8. *Regatul Unit:* clasificarea engleză prevede 9 clase principale, numerotate de la 100 la 900, precizate prin conţinutul de materii volatile şi prin aspectul semicocsului obţinut la aparatul Gray-King la 600°C. Din împărţirea claselor principale în clase şi subclase rezultă în total 25 tipuri de huile.

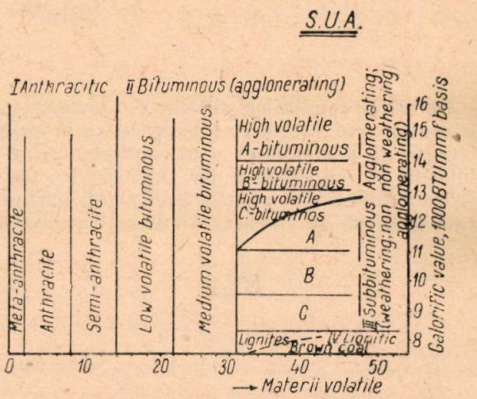


Fig. 9. *S.U.A.:* clasificarea prevede 10 clase. Ca parametri se folosesc materiile volatile, carbonul fix, aglutinarea şi puterea calorică superioară a huilei considerată fără cenuşă şi conţinînd umiditatea de echilibru la 30°C şi 96% umiditate relativă a aerului.

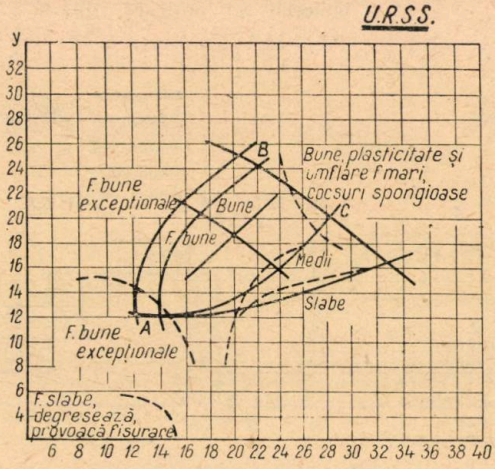


Fig. 10. *U.R.S.S.:* este standardizată metoda L. M. Sapojnicov, care caracterizează huila cercetată prin doi parametri, şi anume contracţia finală X_{fin}, în mm şi grosimea maximă a stratului plastic Y_{max}, în mm, în timpul încălzirii huilei sub presiune pînă la 730°C în absenţa aerului.

însă, apare în mod invariabil şi conţinutul de materii volatile, considerate poate în mod justificat concludente în ceea ce priveşte gradul de incarbonizare a cărbunilor, fiind totodată folosite mult timp ca un indiciu preţios pentru caracterizarea huilelor din punctul de vedere al însuşirilor de cocsificare.

Dintre clasificările naţionale, cele mai importante sînt arătate în fig. 1—11.

Dintre clasificările enumerate mai sus, merită să fie scoase în evidenţă clasificările U.R.S.S. şi R. P. Polonă, ca singurele care se apropie cu succes de practica industrială.

Tabelele 1 şi 2 cuprind tipurile de huilă admise de clasificarea poloneză, respectiv de clasificarea sovietică (bazinul Donetului), precum şi limitele caracteristicilor care stau la baza lor.

Completarea din anul 1950 a clasificării poloneze prevede pentru huilele de tip 33, 34, 35, 36 şi 37, destinate cocseriilor şi uzinelor de gaz, conţinuturi de cenuşă (raportată la anhidru) de: < 7,0%; 7,1—8,0 şi 8,1—9,0%. Huilele de acest tip cu conţinuturi de cenuşă > 10% se consideră drept cărbuni energetici.

Huilele de tipul 31, 32 şi 38 au fost subdivizate în sorturi de calitate în funcţie de puterea calorică (calculată la cărbunele anhidru) şi de conţinutul de cenuşă. Pentru huile cu flacără lungă (tipul 31) puterea calorică este de 5240—5500 kcal/kg raportată la combustibilul

considerat fără cenuşă, dar conţinînd umiditatea de echilibru.

In tabela 3 sînt centralizate criteriile folosite la clasificările naţionale ale huilelor în diferite ţări.

In R.P.R. se foloseşte clasificarea STAS 3632—52, potrivit căreia se deosebesc 5 clase de cărbune subimpărţite în grupe, aşa cum rezultă din tabela 4.

Pentru clasificare, STAS 3632—52 foloseşte următoarele criterii:

— Umiditate higroscopică (W_h^a) *)
— Umiditate totală (W_t^l)
— Materii volatile (V^{mc})
— Putere calorică superioară (Q_s^{mc})
— Putere calorică inferioară (Q_i^{mc})
— Acizi humici $(AH)^a$
— Aspectul semicocsului la determinarea materiilor volatile
— Carbon (C^0)
— Hidrogen (H^0)
— Oxigen + azot $(O^0 + N^0)$
— Aspectul macroscopic al cărbunelui.

Toţi parametrii de mai sus sînt în funcţie de gradul de incarbonizare, prin urmare acesta din urmă stă la baza clasificării cărbunilor din R.P.R., ceea ce este justificat, întrucît în ţară nu se găsesc tipuri speciale de cărbune (boghead, candle, piropisit etc.) care să necesite criterii speciale de clasificare ca, de exemplu, cele petrografice.

Ca toate clasificările cunoscute (cu excepţia celor sovietice şi poloneze), nici clasificarea R.P.R. nu ser-

*) Simboluri potrivit STAS 398—56.

Tabela 1

Clasificarea poloneză a huilelor

Tipul de huilă		Conţinut de materii volatile (V^{mc}), [1] %	Indicele de aglutinare după Roga	Presiunea de umflare [2] kg/cm²	Parametri plastometrici [3]	
					Contracţie finală X_{fin}, mm	Grosimea maximă a stratului plastic Y_{max}, mm
Huilă cu flacără lungă	31	36 — 48	0 — 9	0	—	—
Huilă de gaz cu flacără lungă	32	32 — 43	10 — 30	< 0,1	—	—
Huilă de gaz	33	30 — 38	30 — 55	≅ 0,1	> 30	< 10
Huilă de gaz — cocs	34	28 — 37	55 — 85	0,1 — 0,3	15 — 30	10 — 22
Huilă orto-cocsificabilă	35	22 — 30	55 — 85	0,3 — 2,0	< 25	13 — 25
Huilă meta-cocsificabilă	36	18 — 23	25 — 55	0,3 — 2,5	< 16	5 — 15
Huilă semicocsificabilă	37	14 — 19	10 — 30	< 0,5	< 16	< 5
Huilă slabă	38	10 — 16	0 — 9	0	—	—
Huilă antracitoasă	41	8 — 10	0	0	—	—
Antracit	42	3 — 8	0	0	—	—

1) Datele sînt raportate la masa combustibilă; 2) determinată după metoda Korten-Damm; 3) determinaţi după metoda L. M. Sapojnicov.

Tabela 2

Clasificarea huilelor din bazinul Donţului
(în anul 1949)

Tipul de huilă	Marca		Conţinut de materii volatile [1] V^{mc}, %	Grosimea maximă a stratului plastic [2] Y_{max}, mm	Aprecierea aspectului cocsului
	Comercială	Ştiinţifică			
Huilă cu flacără lungă	Д	$Д_1$	> 42	< 5	nu aglutinează, nu aglomerează
		$Д_2$		5 — 8	
Huilă de gaz	Г	$Г_1$	35 — 44	> 16	aglutinat, uneori umflat
		$Г_2$		9 — 16	
Huilă grasă de gaz (Huilă grasă energetică)	ПЖ	ЖГ	26 — 35	12 — 20	aglutinat, topit
Huilă grasă 1	ПЖ	$Ж_1$	26 — 35	21 — 29	aglutinat, topit
Huilă grasă 2	ПЖ	$Ж_2$	26 — 35	> 30	aglutinat, topit
Huilă grasă de cocs	К	КЖ	18 — 26	> 21	aglutinat, topit
Huilă de cocs	К	К	18 — 26	15 — 20	aglutinat, topit
Huilă energetică aglutinantă	ПС	$ПС_1$	12 — 26	8 — 14	aglutinat, rezistenţa slabă
		$ПС_2$	12 — 18	< 7	
Huilă slabă	Т	Т	< 17	< 4	neaglutinat, neaglomerat

1) Conţinutul de materii volatile este raportat la masa combustibilă; 2) determinat prin metoda L. M. Sapojnicov (GOST 1186 — 48).

Tabela 3

Criterii de clasificare a huilelor

Țara	Tipurile de huile	Metode de determinare									
		Proba în creuzet				Putere calorică superioară	Indicele de aglutinare după Roga	Indicele de cocsif. după Gray-King	Dilatometru	Presine de umflare	Indici plastometrici după L. M. Sapojnicov
		Materii volatile	Carbon fix	Aprecierea aspectului cocsului	Umflarea liberă						
Belgia	6	+	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cehoslovacia	6	+	—	+	—	—	—	—	—	—	—
Franța	7	+	—	—	+	—	—	—	—	—	—
R. F. G.	7	+	—	+	—	—	—	—	—	—	—
Italia	12	+	—	—	+	—	—	—	—	—	—
Olanda	8	+	—	+	—	—	—	—	—	—	—
R. P. Polonă	10	+	—	—	—	—	+	—	—	+	+
Regatul Unit	25	+	—	—	—	—	—	+	—	—	—
S. U. A.	11	+	+	+	—	+	—	—	—	—	—
U. R. S. S.	9	+	—	—	—	—	—	—	—	—	+
O. N. U. — Comitetul Economic European	> 61	+	—	—	+	+	+	+	+	—	—

Observații: + = determinare folosită; — = determinare nefolosită.

Tabela 4

Clase		Grupe	
Denumire	Simbol	Denumire	Simbol
1. Turbă	T	—	—
2. Cărbune brun	B	2.1 Cărbune brun pămîntos	BP
		2.2 Cărbune brun lemnos (lignit)	BL
		2.3 Cărbune brun mat	BM
		2.4 Cărbune brun cu luciu smolos	BS
3. Cărbune brun huilos	B/H	—	—
4. Huilă	H	4.1 Huilă cu flacără lungă	HL
		4.2 Huilă de gaz	HG
		4.3 Huilă grasă	HGr
		4.4 Huilă de cocs	HC
		4.5 Huilă slabă degresantă	HS
		4.6 Huilă antracitoasă	H/A
5. Antracit	A	—	—

veşte unui scop practic direct, mărginindu-se mai curînd la enumerarea claselor şi grupelor de cărbune existente în țară.

Din compararea sistemelor naționale de clasificare enumerate mai sus, rezultă că acestea sînt abia suficiente pentru determinarea tipurilor de cărbuni din fiecare țară, în schimb în discuțiile asupra cărbunilor pe scară internațională aceste clasificări nu duc la o înțelegere completă.

Astfel, chiar sisteme care folosesc criterii identice de clasificare ca, de exemplu, conținut de materii volatile-umflare liberă (Franța, Italia), sau conținutul de materii volatile — aspectul cocsului din creuzet (R.D.G., Olanda, C.S.R.), nu corespund din punctul de vedere al numărului claselor de cărbune stabilite, al denumirii acestora şi, mai ales, al limitelor între care se încadrează fiecare clasă. De exemplu în diferite țări europene se înțelege prin **huilă slabă**, cărbunii cu conținut de materii volatile de 0—10%, (Belgia), 10—13% (R.D.G.), 8—16% (Italia), 7—12% (C.S.R.) şi 10—19% (R.P.R.) etc., iar prin **huilă cu flacără lungă** se înțeleg cărbunii cu conținut de materii volatile > 28% (Belgia), > 39% (R.F.G.), > 33% (Franța), > 40% (Olanda), 36—48% (R.P. Polonă), > 35% (C.S.R.), 41—50% (R.P.R.) etc.

In plus, însăşi metoda de determinare a materiile volatile din cărbune este diferită aproape pentru fiecare țară în parte. In Belgia se cocsifică la 1050°C timp de 30—40 minute, față de U.R.S.S., R.P.R., C.S.R. şi R.P.U., unde se lucrează la 850±20°C timp de numai 7'. Olanda calcinează la 1000±40°C față de R.F.G. 875 ± 10°C. S.U.A. 950 ± 20°C. Suedia 950°C. Anglia 925°C etc.

Cu astfel de metode de lucru pentru determinarea criteriilor şi cu deosebirile atît de mari între diferitele clasificări naționale, neînțelegerea între țări cu privire la natura cărbunilor devine evidentă.

Dar neînțelegerea nu intervine numai pe plan internațional, ci înseşi clasificările naționale suferă de neajunsuri care creează greutăți la folosirea lor pentru motivul că toate aceste clasificări admit grupe de cărbune cu caracteristici cuprinse între valori minime şi maxime.

Astfel de exemplu clasificarea poloneză admite pentru tipul 33 de cărbune (huilă de gaz) un conținut de materii volatile de 30—38% şi un indice Roga de 30—55. Este de observat că huila de gaz cu 30% materii volatile şi un indice Roga de 55 este de o anumită calitate, pe cînd huila de gaz cu 38% materii volatile şi un indice Roga de 30 este de calitate mult deosebită.

STAS 3632—52 prevede de exemplu pentru huila grasă (HGr) un conținut de materii volatile oscilînd între 25 şi 38%, putere calorică superioară cuprinsă între 7800 şi 8700 kcal/kg, carbon cuprins între 78 şi 88% şi oxigen + azot oscilînd între 6,5 şi 18%. Aceste caracteristici sînt juste şi corespund huilelor grase, cu deosebirea că pentru un interval atît de larg corespund huile grase, de tipuri foarte diferite, care dau cocsuri de calitate tot atît de diferită.

Astfel o huilă grasă cu caracteristicile V^{mc} = 25%, Q_s^{mc} = 8700 kcal/kg, C^0 = 88% şi (O^0+N^0) = 6,5% se va comporta cu totul altfel la cocsificare decît o huilă grasă cu caracteristicile V^{mc}=38%, Q_s^{mc} = 7800 kcal/kg C^0=78% şi (O^0+N^0)=18%.

Cele scoase în evidenţă prin exemplele de mai sus sînt adevărate pentru clasificările naţionale, întrucît — aşa cum rezultă din figurile 1—10 şi tabelele 1 şi 2 — toate admit limite minime şi maxime pentru caracteristicile huilelor.

Un alt neajuns al clasificărilor naţionale îl constituie greutatea delimitării precise a grupelor de cărbune.

Pentru o mai uşoară înţelegere, în tabela 5 sînt centralizate limitele între care oscilează conţinutul de materii volatile al grupelor de huile din clasificările R.P.R., R.P.P., U.R.S.S. şi R.F.G.

ca reziduu în creuzet (de exemplu aglutinat, dar fisurat pentru huilele de gaz, puternic aglutinat şi rezistent pentru huilele grase şi numai aglomerat pentru huilele de cocs etc.)

Clasificarea cărbunilor devenind o problemă de plan mondial şi în scopul de a se crea posibilitatea înţelegerii între ţări cu privire în special la calitatea huilelor, Comitetul Economic European (C.E.E.) din cadrul O.N.U. a elaborat în intervalul 1949—1956 aşanumita „Clasificare internaţională a cărbunilor după tip“ [1]), prin care cărbunii se separă în două mari clase şi anume:

1. Huile.
2. Cărbune brun-lignit.

In acest sens C.E.E. a însărcinat în cursul anului 1955 Institutul de Mine din Freiberg/Sa (R.D.G.) să stabilească un criteriu pe baza căruia să se poată trasa o limită precisă între huile şi cărbune brun. Măsura era necesară, întrucît clasificarea huilelor fiind elaborată pe bază de criterii bine precizate şi elaborarea clasificării cărbunilor bruni-ligniţi fiind în curs, se impunea stabilirea unei metode pentru separarea fără echivoc a acestor două mari clase de cărbune.

Tabela 5

Conţinut de materii volatile (V^{mc}) în huile

R. P. R.		R. P. P.		U. R. S. S.		R. F. G.	
Tipul de huilă	%, V^{mc}	Tipul de huilă	% V^{mc}	Tipul de huilă	%, V^{mc}	Tipul de huilă	%, V^{mc}
Huilă cu flacără lungă (HL)	41 — 50	Huilă cu flacără lungă (31)	36 — 48	Huilă cu flacără lungă (Д)	> 42	Huilă cu flacără lungă	> 40
Huilă de gaz (HG)	35 — 45	Huilă de gaz cu flacără lungă (32)	32 — 43	Huilă de gaz (Г)	35 — 44	Huilă de gaz cu flacără lungă	35 — 40
Huilă grasă (HGr)	25 — 38	Huilă de gaz (33)	30 — 38	Huilă grasă de gaz (ПЖ)	26 — 35		
Huilă de cocs (HC)	19 — 32	Huilă de gaz-cocs (34)	28 — 37	Huilă grasă 1 (ПЖ)	26 — 35	Huilă de gaz	28 — 35
Huilă slabă degresantă (HS)	10 — 19	Huilă ortococsificabilă (35)	22 — 30	Huilă grasă 2 (ПЖ)	18 — 26	Huilă grasă	19 — 28
Huilă antracitoasă (H/A)	4 — 10	Huilă metacocsificabilă (36)	18 — 23	Huilă grasă de cocs (К)		Huilă de cocs	14 — 19
Antracit (A)	1 — 4	Huilă semicocsificabilă (37)	14 — 19	Huilă de cocs (К)	18 — 26	Huilă slabă	10 — 14
		Huilă slabă (38)	10 — 16	Huilă energetică aglutinantă (ПС)	12 — 26		
		Huilă antracitoasă (41)	8 — 10	Huilă slabă (Т)	< 17	Antracit	6 — 10
		Antracit (42)	3 — 8				

Din cercetarea tabelei rezultă că în cazul clasificărilor R.P.R., R.P.P. şi U.R.S.S. valorile pentru materii volatile se întrepătrund în sensul că pentru anumite conţinuturi de materii volatile nu se poate preciza în mod riguros din care grupă face parte huila cercetată. Astfel, de exemplu, în clasificarea R.P.R. huilele cu 26—31% materii volatile aparţin atît grupei de huilă de cocs, cît şi grupei de huilă grasă. In clasificarea poloneză, de exemplu, nu se poate preciza dacă huilele cu conţinut de materii volatile de 31—36% aparţin grupei de huilă de gaz sau grupei de huilă de gaz-cocs.

Exemple ca cele de mai sus sînt nenumărate şi nu numai pentru cazul materiilor volatile, ci pentru toate criteriile de clasificare care admit limite minime şi maxime ce se întrepătrund cu clasele învecinate.

Clasificarea germană (R.F.G.) caută să înlăture acest neajuns, eliminînd întrepătrunderile între grupele de cărbune şi fixînd limite precise între grupele de huilă. Astfel, cifra de 40% materii volatile separă huila cu flacără lungă de huila de gaz cu flacără lungă, cifra de 35% materii volatile separă pe aceasta din urmă de huila de gaz, iar cifra de 28% materii volatile separă huila de gaz de huila grasă etc. Este greu de crezut că printr-o limită atît de precisă ca 40%, 35%, 28%, 19% etc. materii volatile, se pot separa grupe de huile cu însuşiri atît de diferite în ceea ce priveşte calitatea cocsului care rezultă

Ca urmare, au fost întreprinse la Freiberg/Sa, sub conducerea prof. dr. E. Rammler, ample cercetări în acest sens de către un colectiv alcătuit din delegaţii a 12 ţări, care au verificat în laborator metodele propuse, continuînd apoi cercetarea în laborator a probelor de cărbune trimise de 13 ţări [2]), pe cît posibil cărbuni de tranziţie, adică cărbuni bruni în faza de trecere spre huile.

Probele de cărbune trimise au fost cercetate folosind următoarele metode:

1. Reacţia cu acid azotic diluat.
2. Reacţia cu soluţie apoasă de hidrat de sodiu.

[1]) „*International classification of hard coals by type*“. Geneva, august 1956.

[2]) R.P.R. a trimis 6 probe de cărbune (Lonea, Petrila, Aninoasa, Vulcan, Lupeni şi Uricani). Tot cîte 6 probe au mai trimis C.S.R. şi R.F. Iugoslavia, urmate de S.U.A. cu 5 probe, U.R.S.S. şi R.P. Ungară cu cîte 4 probe, Austria 3 probe, R.P. Polonă şi Regatul Unit cu cîte 2 probe, R.F.G., R.D.G., Canada şi Malaia cu cîte 1 probă.

3. Fluorescența extrasului bituminos.
4. Metoda combinată a fluorescenței extrasului bituminos cu transparența soluției de extracție cu acid azotic diluat.
5. Cantitatea de cărbune solubil în alcalii.
6. Conținutul de bitumene.
7. Conținutul de carbon.
8. Conținutul de hidrogen, oxigen și azot.
9. Umiditate de echilibru.
10. Puterea calorică.

In urma lucrărilor executate s-a constat că nici una din metodele citate mai sus nu poate fi folosită pentru delimitarea zonei cărbunilor bruni de aceea a huilelor, dovedindu-se astfel, cel puțin pentru moment, imposibilitatea trasării unei limite precise între aceste două mari clase de cărbune [1]).

Ca urmare, colectivul de experți a acceptat prin compromis și numai din lipsa unui alt criteriu mai precis, ca limită între cărbunele brun și huilă puterea calorică superioară de 5700 kcal/kg, raportată la cărbunele considerat fără cenușă, însă conținînd umiditatea de echilibru la 30°C și 96% umiditate relativă a aerului [2]).

Prin urmare — pe baza acestei cifre — C.E.E. din cadrul O.N.U. împarte cărbunii în două clase principale, considerînd drept huilă orice cărbune cu o putere calorică mai mare ca 5700 kcal/kg și drept cărbune brun-lignit orice cărbune cu o putere calorică mai mică decît 5700 kcal/kg.

Cele arătate mai sus pentru delimitarea precisă a clasei cărbunilor bruni de clasa huilelor sînt valabile și pentru delimitarea grupelor de cărbune între ele atît la cărbunii bruni cît și la huile (cărbune brun pămîntos, cărbune brun lemnos-lignit, cărbune brun mat, cărbune brun cu luciu smolos, sau huilă cu flacără lungă, huilă de gaz, huilă grasă, huilă de cocs, huilă slabă etc.). In acest sens nu s-au făcut însă suficiente încercări de laborator, deoarece delimitarea foarte precisă a grupelor de cărbune urmează să fie făcută pe alte criterii decît pînă în prezent.

Un fapt rămîne însă sigur, și anume că atît clasele cît și mai ales grupele de cărbune se întrepătrund și că nu pot fi delimitate precis între ele.

In această ordine de idei, toate clasificările menționate mai sus (figurile 1—9 și tabelele 1, 2 și 5), împreună cu clasificarea R.P.R. potrivit STAS 3632—52 suferă de pe urma acestui neajuns.

Dacă acest lucru este de o mai mică importanță pentru clasa cărbunilor bruni folosiți aproape exclusiv pentru scopuri energetice, el devine important în cazul huilelor ale căror împărțire justă în grupe este esențială pentru buna clasificare în funcție de calitate în scopul unei raționale folosiri și sigurei recunoașteri a diferitelor tipuri de huilă în funcție de simbolul ce-l poartă.

Aceasta a fost ideea care a călăuzit organele de resort ale C.E.E. la stabilirea noilor criterii de clasificare a huilelor elaborate în intervalul 1949 — 1955 și oficializate din luna august 1956 și a cărbunilor bruni-ligniți, în prezent în curs de elaborare.

Pentru caracterizarea huilelor au fost introduși următorii parametri:

1. Materii volatile raportate la masa combustibilă.
2. Puterea calorică superioară raportată la huila considerată fără cenușă dar conținînd umiditatea de echilibru la 30°C și 96% umiditate relativă a aerului.
3. Insușiri de aglutinare.
4. Insușiri de cocsificare.

Pentru examinarea parametrilor propuși s-a hotărît un schimb de probe și cercetarea lor în diferite țări, în special în ceea ce privește metodele pentru determinarea parametrilor de aglutinare și cocsificare. Cu această ocazie, s-a mai urmărit și scopul de a se da posibilitate experților — reprezentanți ai diferitelor țări — să se familiarizeze cu metodele de lucru propuse, în general puțin răspîndite.

La aceste lucrări au participat 9 țări [1]), fiind cercetate în total 665 probe din 95 tipuri diferite de huile.

Prin urmare, C.E.E. a avut la dispoziție un volum considerabil de date analitice, din care a rezultat o satisfăcătoare concordanță între rezultatele analizei imediate și elementare, inclusiv a puterilor calorice determinate în diferitele țări participante la lucrări, astfel încît aceste metode au putut fi considerate ca utilizabile pentru clasificarea internațională a huilelor. In continuare, rezultatele privind caracterizarea huilelor din punctul de vedere al însușirilor de aglutinare și cocsificare au arătat că metodele folosite sînt proprii pentru a fi folosite la clasificarea internațională a huilelor. Metodele se referă în mod special la determinarea umflării libere [2]), la indicele Roga ca însușiri de aglutinare [3]) și la metodele dilatometrică (Audibert-Arnu) și Gray-King ca însușiri de cocsificare [4]). Stabilirea modului de lucru al acestor metode s-a făcut de către ISO [5]).

Pe baza celor verificate pe cale experimentală, C.E.E. a stabilit alegerea unui sistem de codificare a huilelor prin împărțirea lor:

— în clase, pe baza conținutului de materii volatile sau a puterii calorice superioare.

— clasele în grupe, pe baza însușirii de aglutinare și

— grupele în subgrupe, pe baza însușirii de cocsificare, din care rezultă pentru fiecare huilă un număr de cod alcătuit din trei cifre.

La alcătuirea acestui nou sistem de clasificare, C.E.E. a încercat să mențină pe cît posibil clasele principale ale clasificărilor naționale a huilelor.

Sistemul internațional de clasificare a huilelor cuprinde în total 61 numere de cod, grupate în 12 clase comerciale.

Impărțirea în clase a sistemului internațional de clasificare se bazează pe conținutul de materii volatile. Huilele cu conținut ridicat de materii volatile nu au însușiri identice pentru conținuturi egale de materii volatile, datorită conținutului diferit de oxigen din masa organică și a felului cum este combinat. Din această cauză s-a mai luat în considerație și puterea calorică superioară raportată la huila considerată fără cenușă dar conținînd umiditatea de echilibru la 30°C și 96% umiditate relativă a aerului, cu toate că această metodă necesită timp lung de execuție.

Materiile volatile sînt folosite drept criteriu de clasificare pentru conținuturi mai mici ca 33% (raportate la masa combustibilă). Pentru huile cu conținut de materii volatile mai mare ca 33% se ia în considerație puterea calorică superioară, determinată în condițiile de mai sus.

Clasele huilelor, inclusiv conținuturile de materii volatile (V^{mc}) și puterile calorice care le corespund, sînt cuprinse în tabela 6.

---

[1]) N. M. Ionescu: *Valabilitatea* STAT 3632—52 *„Cărbunii naturali din R.P.R. — Clasificare" în lumina criteriilor internaționale de clasificare.* Revista Standardizarea nr. 5/1958.

[2]) In aceste condiții umiditatea de echilibru corespunde cu umiditatea de zăcămînt a cărbunelui.

[1]) Belgia, Franța, R.F.G., Regatul Unit, Italia, Olanda, R.P. Polonă, Suedia și S.U.A.

[2]) Swelling-index = Blähgrad = indice de gonflement.

[3]) Backfähigkeit = caking property.

[4]) Kokungsvermögen = coking property.

[5]) International Standard Organization.

Tabela 6

Clasele de huile [1])

Clasa	Criterii de apreciere: Materii volatile V^{mc} %	Criterii de apreciere: Puterea calorică superioară a huilei fără cenuşă dar cu umiditate de echilibru la 30°C şi 96% umiditate relativă a aerului	Caracterizarea huilei	Criterii suplimentare: Materii volatile V^{mc} %	Criterii suplimentare: Putere calorică superioară raportată la masa combustibilă Q_s^{mc}, kcal/kg
0	0 — 3		Metaantracit		
1 A	3 — 6,5		Antracit		
1 B	6,5 — 10				
2	10 — 14		Huilă slabă		
3	14 — 20		Huilă cu conţinut redus de materii volatile		
4	20 — 28		Huilă cu conţinut moderat de materii volatile		
5	28 — 33				
6	> 33	> 7750	Huile cu conţinut ridicat de materii volatile	33 — 41	> 8105
7	> 33	7750 — 7200		33 — 44	8105 — 7775
8	> 33	7200 — 6100		35 — 50	7775 — 7165
9	> 33	6100 — 5700		42 — 50	< 7165

1) Potrivit DIN 20003

IMPARŢIREA IN GRUPE

Ca cel de-al doilea parametru de clasificare a fost aleasă puterea de aglutinare a huilelor şi se determină în laborator prin metoda indicelui de umflare liberă[1]) sau prin metoda Roga[2]).

In cazul ambelor metode încălzirea probei de cărbune se face foarte repede, fiind introdusă direct în cuptorul încălzit în prealabil la temperatura de lucru.

Indicele de umflare liberă a huilei se determină prin comparaţia cocsului obţinut în creuzet cu tipuri — etalon de cocs.

Indicele Roga se determină prin cocsificarea sub sarcină a unui amestec din huila de cercetat cu antracit

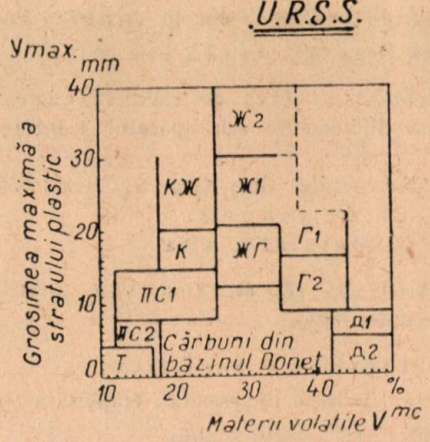


Fig. 11. Schema clasificării cărbunilor din bazinul Donetului.

[1]) In R.P.R. această determinare se face potrivit STAS 5266—56.

[2]) Metoda Roga este de fapt metoda Meurice — Kattwinkel, mult îmbunătăţită.

într-o proporţie bine stabilită, determinînd apoi rezistenţa la tobă a cocsului obţinut (tabela 7).

Tabela 7

Grupele de huilă

Grupa	Indicele de umflare liberă	Indicele Roga	Gradul de aglutinare
0	0 — ½	0 — 5	nu aglutinează
1	1 — 2	5 — 20	aglutinează slab
2	2½ — 4	20 — 45	aglutinează moderat
3	4½ — 9	> 45	aglutinează puternic

Cele două metode pentru aprecierea aglutinării, cu toate că sînt caracterizate prin moduri de lucru complet diferite, dau totuşi rezultate perfect comparabile

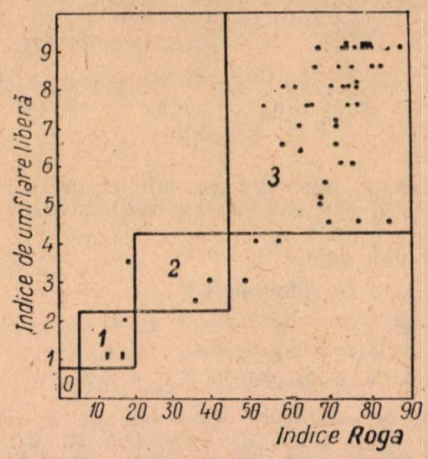


Fig. 12. Corelaţia între rezultatele indicelui de umflare şi indicelui Roga (stabilită în cadrul O.N.U.-C.E.E.).

între ele, după cum rezultă din fig. 12, astfel încît numai una din cele două metode menționate este suficientă pentru stabilirea grupei de clasificare.

Tabela 7 cuprinde împărțirea huilelor în grupe, valorile numerice care limitează aceste grupe, precum și caracterizarea lor în funcție de calitatea cocsului.

ÎMPĂRȚIREA IN SUBGRUPE

Este un lucru bine cunoscut că dintr-o huilă, chiar dacă prezintă caracteristici bune de aglutinare, nu se poate fabrica în condiții industriale un cocs de calitate, și invers, o huilă cu caracteristici de aglutinare mai slabe poate furniza, în special cu adaosuri de alte huile, un cocs de calitate superioară. De asemenea, huilele cu cele mai bune caracteristici de aglutinare nu dau singure cele mai bune cocsuri.

Din această cauză, în sistemul internațional de clasificare grupele de huile mai sînt împărțite în subgrupe, pentru a se ține seamă de variatele însușiri de cocsificare ale huilelor, prin cocsificare înțelegîndu-se încălzirea lor lentă (3—5°C/min) în absența aerului, determinare mai pretențioasă și deci mai severă pentru aprecierea huilelor.

Măsurarea însușirii de cocsificare se face fie pe cale de dilatometrie sub sarcină (metoda Audibert-Arnu), fie prin metoda engleză Gray—King, fără sarcină.

Metoda dilatometrică (Audibert—Arnu) și metoda Gray—King pentru determinarea însușirilor de cocsificare ale huilelor, cu toate că sînt foarte diferite ca execuție, dau rezultate ce concordă perfect între ele, după cum reiese din fig. 13.

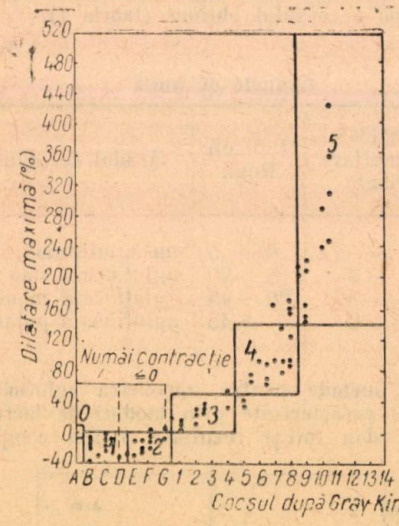


Fig. 13. Corelația între rezultatele probei dilatometrice și a probei Gray-King (stabilită în cadrul O.N.U.-C.E.E.).

Prin această împărțire au fost create 6 subgrupe ale clasificării internaționale a huilelor, arătate în tabela 8.

Au fost deci create:

Grupa 0 cu subgrupa 0.
Grupa 1 cu subgrupele 1 și 2.
Grupa 2 cu subgrupele 1, 2 și 3.
Grupa 3 cu subgrupele 2, 3, 4 și 5.

Sistemul de clasificare expus mai sus se referă însă numai la tipuri unice de huile, fără să se refere la amestecul dintre mai mulți cărbuni, o lipsă ce se face simțită la prezentarea rețetelor de fabricare a cocsului folosite la uzinele cocsochimice.

Tabela 8

Subgrupele de huile

Subgrupe	Aspectul cocsului după Gray-King	Comportarea în dilatometru	Gradul de cocsificare
0	A	nu se înmoaie	nu cocsifică
1	B — D	numai contracție	cocsifică foarte slab
2	E — G	contracție și dilatare negativă	cocsifică slab
3	G_1 — G_4	dilatare 0 — 50%	cocsifică moderat
4	G_5 — G_8	dilatare 50 —140%	cocsifică bine
5	> G_8	dilatare >140%	cocsifică excesiv

În sistemul internațional de clasificare, parametrii sînt astfel dispuși, încît clasele sînt situate orizontal, iar grupele și subgrupele vertical, în partea stîngă, respectiv în partea dreaptă a schemei de clasificare (fig. 14).

Numerele de cod sînt alcătuite din cîte trei cifre, în care prima reprezintă **clasa** fiind indicată de conținutul de materii volatile, respectiv de puterea calorică superioară, a doua cifră reprezentînd **grupa** precizată de indicele de umflare liberă sau de indicele Roga, a treia cifră fiind precizată de proba dilatometrică sau de proba Gray-King.

Prin exemplele de mai jos se face mai ușor inteligibilă încadrarea unei huile în sistemul internațional de clasificare.

EXEMPLUL 1 (E. M. Lupeni, strat 3, bloc III, oriz. 723):

I. Caracteristici analitice:

— Putere calorică superioară raportată la masa combustibilă: Q_s^{mc}=8230 kcal/kg

— Materii volatile (raportate la masa combustibilă): V^{mc}=46,10% Cifra 1-a de cod =6.

II. Caracteristici de aglutinare:

— Indice de umflare liberă în creuzet: 3½

— Indice Roga: 42 Cifra 2-a de cod=2

III. Caracteristici de cocsificare:

— Indice dilatometric (cu aparatul K.B.S.): b_{max} = =+15%

— Aspectul cocsului Gray-King: G_4 Cifra 3-a de cod =3

Numărul de cod: 623

Clasa comercială: VI-a

EXEMPLUL 2: (E. M. Anina-Vest, strat 8, oriz. VII/VIII, suitor 303).

I. Caracteristici analitice:

— Putere calorică superioară (raportată la masa combustibilă): Q_s^{mc}=8416 kcal/kg

— Materii volatile (raportate la masa combustibilă): V^{mc}=32,30% Cifra 1-a de cod=5

II. Caracteristici de aglutinare:

— Indice de umflare liberă în creuzet: 9

— Indice Roga: 69,3 Cifra 3-a de cod=3

III. **Caracteristici de cocsificare:**
— **Indice dilatometric (cu aparatul K.B.S.):** b_{max} = +114%
— **Aspectul cocsului Gray-King:** G_1 Cifra 3-a de cod = **4**
Numărul de cod: 534.
Clasă comercială: V_c

EXEMPLUL 3 (**E. M. Cozla, lentila III-sud**)
I. **Caracteristici analitice:**
— **Putere calorică superioară (raportată la masa combustibilă):** Q_s^{mc} = 8386 kcal/kg
— **Materii volatile (raportate la masa combustibilă):** V^{mc} = 32,30% Cifra 1-a de cod = 6

GRUPE (Determinate după puterea de aglutinare)			NUMERE DE COD										SUBGRUPE (Determinate după puterea de cocsificare)		
Nr. de grupă	Parametrii pentru determinarea grupei (la alegere)		Prima cifră a numărului de cod indică clasa determinată după indicele de materii volatile (V^{mc}) pînă la 33% sau după puterea calorică (de la 33% V^{mc} în sus), Cifra doua indică grupa, determinată după puterea de aglutinare. Cifra treia indică subgrupa, determinată după puterea de cocsificare.										Nr. subgrupei	Parametrii pentru determinarea subgrupei (la alegere)	
	Umflarea liberă în creuzet	Indice Roga												Proba dilatometrică	Proba Gray-King
							435	535	635 V_c				5	>140	>G8
						334	434	534	634				4	>50—140	G5—G8
3	>4	>45				V_a 333	V_b 433	533	633	733 V_d			5	>0—50	G1—G4
						332 a	332 b 432	532	632	732	832		2	≤0	E—G
						323	423	523	623	723 VI_a	823		3	>0—50	G1—G4
2	2½—4	>20—45				322 IV	422	522	622	722	822		2	≤0	E—G
						321	421	521	621	721 VI_b	821		1	Numai contracție	B—D
					212	312	412	512	612	712	812		2	≤0	E—G
1	1—2	>5—20			211	311 III	411	511	611	711 VII	811		1	Numai contracție	B—D
0	0—½	0—5		I 100 A | B	II 200	300	400	500	600	700	800	900	0	Nu se înmoaie	A

Nr. clasei →		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Cu titlu informativ, clasele au aproximativ următoarele valori pentru materii volatile (V^{mc})
Parametrii pentru determinarea clasei	V^{mc} →	0—3	<3—10 | <3—6.5 | <6.5—10	<10—14	<14—20	<20—28	<28—33	>33	>33	>33	>33	Clasa 6... 33—41% 7... 33—44% 8... 35—50% 9... 42—50%
	Parametrul puterii calorice (Produs umed fără cenușă)	—	—	—	—	—	—	>7750	>7 200 —7 750	>6 100 >7 200	>5 700 —6 100	

CLASELE

Determinate după indicele de materii volatile (pentru cărbuni cu max. 33% V^{mc}) sau după parametrul puterii calorice (pentru cărbuni cu mai mul de 33% V^{mc}).

1. — Cînd cifra de cenușă este prea mare pentru ca clasificarea să fie posibilă, după principiile metodei, această cifră trebuie redusă în laborator prin spălare în lichide dense (sau alt procedeu asemănător). Densitatea de separare va trebui astfel aleasă pentru a asigura randamentul maxim în cărbune cu o cifră de cenușă cuprinsă între 5 și 10%.

2. — 332 *a*... >14—16% V^{mc} 332*b*... >16—20% V^{mc} Puterea calorică superioară a produsului umed, fără cenușă, în kcal/kg. Umiditatea corespunzînd apei de retenție într-o atmosferă la 30° C și 96% umiditate.

Fig. 14. Gruparea statistică a huilelor. Cărbuni cu o putere calorică brută mai mare decît 5700 kcal/kg pe proba umedă fără cenușă.

II. Caracteristici de aglutinare:

— Indice de umflare liberă în creuzet: $8^1/_2$

— Indice Roga: 80,0 Cifra 2-a de cod=3

III. Caracteristici de cocsificare:

— Indice dilatometric (cu aparatul K.B.S.): b_{max} = + +155%

— Aspectul cocsului după Gray-King: G_{11} Cifra 3-a de cod=5

Numărul de cod: 635

Clasa comercială: V_c

EXEMPLUL 4 (E. M. Baia Nouă, oriz. 90).

I. Caracteristici analitice:

— Putere calorică superioară (raportată la masa combustibilă): Q_s^{mc}=8517 kcal/kg

— Materii volatile (raportate la masa combustibilă): V^{mc}=13,70% Cifra 1-a de cod=3

II. Caracteristici de aglutinare:

— Indice de umflare liberă în creuzet: 0

— Indice Roga: 0 Cifra 2-a de cod=0

III. Caracteristici de cocsificare:

— Indice dilatometric (cu aparatul K.B.S.): b_{max}=nu se înmoaie.

— Aspectul cocsului Gray-King: *A* Cifra 3-a de cod=0

Număr de cod: 300

Clasa comercială: III.

În scopuri comerciale, cele 61 căsuțe ale sistemului de clasificare sînt grupate în 12 clase comerciale, notate cu I_A și I_B II, III, IV, V_a, V_b, V_c, V_d, VI_a, VI_b și VII, și anume din punctul de vedere al posibilității de folosire în special la cocsificare (tabela 9).

Clasele comerciale I și II cuprind huilele caracterizate printr-un aspect pulverulent al cocsului.

Clasele comerciale III și IV cuprind huilele slab aglutinante (III), respectiv moderat aglutinante (IV).

Clasele comerciale V, cu subgrupele V_a, V_b, V_c și V_d, cuprind huile puternic aglutinante. Tipurile de huile ale clasei V_c se deosebesc de tipurile de huile din clasele V_a, V_b și V_d printr-o cocsificare mai bună.

Huilele din clasa VI comercială aglutinează slab sau moderat și cocsifică foarte slab, pînă la moderat.

Huilele din clasa comercială VII aglutinează slab sau cocsifică foarte slab. Cocsul din creuzet este pulverulent.

Prin această grupare în clase comerciale s-a ajuns de fapt din nou la clasificările anterioare clasificării internaționale, cu deosebirea că elementele care stau la baza fiecărei clase în parte dau posibilitatea unei comparații amănunțite și eficace a celor mai variate tipuri de huile.

METODELE DE DETERMINARE

Pentru determinarea caracteristicilor pot fi folosite numai huile cu conținut maxim de 10% cenușă. Huile mai bogate în cenușă trebuie condiționate prin spălare la acest conținut.

Întrucît ISO nu a definitivat pînă în prezent metodele de lucru privind determinarea conținutului de materii volatile și a puterii calorice (parametrii necesari stabilirii claselor) s-a acceptat în cadrul C.E.E. ca la lucrările de laborator să se folosească metodele de lucru prevăzute în standardele naționale.

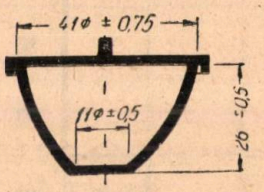


Fig. 15. Creuzet tip pentru indicele de umflare.

Pentru determinarea parametrilor grupelor (aglutinarea prin indicele de umflare liberă și indicele Roga), precum și a subgrupelor (cocsificarea — prin comportarea în dilatometru și în aparatul Gray-King) O.N.U.-C.E.E. a definitivat metodele respective, aparatura și modul de lucru fiind descrise în publicația menționată la pag. 347.

Tabela 9

Relația între grupele comerciale (Nr. de cod) din clasificarea internațională a O. N. U. — C. E. E. și însușirile de aglutinare-cocsificare ale huilelor

Clasa comercială	Sistemul internațional de clasificare		
	Numere de cod	Aglutinare	Cocsificarea
I_A și I_B	100_A, 100_B	nu aglutinează	nu cocsifică
II	200	nu aglutinează	nu cocsifică
III	211,300,311,400,411	aglutinează slab	cocsifică foarte slab
IV	212,312,321,322,323 332_a,412,421,422,423	aglutinează moderat	cocsifică foarte slab
V_a	332_b,333,334	aglutinează puternic	cocsifică slab și moderat
V_b	432,433.434,435	aglutinează puternic	cocsifică moderat, bine și excesiv
V_c	534,535,634,635	aglutinează puternic	cocsifică bine și excesiv
V_d	532,533,632,633, 732,733,832	aglutinează puternic	cocsifică moderat
VI_a și VI_b	512,521,522,523,612, 621,622,623,712,721, 722,723,812,821,822,	aglutinează moderat și slab	cocsifică foarte slab și moderat
VII	823,500,511,600,611,700, 711,800,811,900	nu aglutinează sau aglutinează slab	nu cocsifică sau cocsifică foarte slab

PARAMETRI PENTRU STABILIREA CLASELOR

DETERMINAREA MATERIILOR VOLATILE ŞI A PUTERII CALORICE

Pentru determinarea conţinutului de materii volatile s-a folosit metoda stipulată în STAS 5268—56, care prevede încălzirea probei de cărbune la 850±20°C în creuzet de platină, de dimensiuni standardizate. Metoda de lucru din STAS 5268—56 este identică cu metodele din GOST 6382—52 (U.R.S.S.), C.S.N. 44—1351/953 (C.S.R.) MNOSZ 18657-T (R.P.U.) şi foarte apropiată de metodele DIN 51720 (R.F.G.), PN/C 04358—954 (R.P.P.), ONORM C—1012 (Austria).

Din cercetarea anteproiectului ISO pentru determinarea materiilor volatile rezultă că s-a propus, şi probabil se va definitiva ca metodă internaţională, o temperatură de lucru dacă nu identică, cel puţin foarte apropiată de 850±20°C, prevăzută în STAS 3268—56, ceea ce înseamnă că în cercetările efectuate de ICEMIN pentru încadrarea huilelor din R.P.R. în clasificarea internaţională temperatura de lucru la determinarea materiilor volatile a fost bine aleasă.

Prin materii volatile se înţeleg produsele de descompunere termică a masei organice a cărbunelui, care se degajă la temperatura de lucru sub formă de gaze. Se scade umiditatea conţinută în proba pentru analiză precum şi conţinutul eventual de CO_2 provenit din disocierea termică a carbonaţilor din masa minerală. Valoarea rezultată pentru materii volatile se raportează la masa combustibilă a cărbunelui cercetat (V^{mc}).

Intre gradul de incarbonizare şi conţinutul de materii volatile există o corelaţie, însă limitată în sensul că este valabilă numai pentru cărbunii cu $V^{mc} < 33\%$; pentru acest motiv, clasa huilelor se stabileşte în funcţie de conţinutul de materii volatile numai pentru $V^{mc} = 0 - 33\%$.

Pentru huile cu $V^{mc} > 33\%$ care reprezintă majoritatea cărbunilor de pe glob, se ia drept criteriu pentru stabilirea clasei huilelor puterea calorică superioară raportată la cărbunele considerat fără cenuşă dar conţinînd umiditatea sa de echilibru la 30°C şi 96% umiditate relativă a aerului.

In aceste condiţii, umiditatea cărbunelui se apropie sensibil de umiditatea lui în zăcămînt.

Acest criteriu este valabil, deoarece există o corelaţie mai strînsă între putere calorică şi grad de incarbonizare, chiar pentru huilele cele mai tinere.

PARAMETRI PENTRU STABILIREA GRUPELOR

Stabilirea gradului de aglutinare a huilelor are loc prin metoda indicelui de umflare liberă sau prin metoda Roga.

DETERMINAREA INDICELUI DE UMFLARE

Determinarea se face conform prescripţiilor ONU—CEE. Metoda din STAS 5266—56 corespunde întocmai acestor prescripţii, care prevăd încălzirea a 1±0,005 g din proba pentru analiză (trece prin sita de 0,2 mm) într-un creuzet de cuarţ de forma arătată în fig. 15, la 800 ± 10°C, timp de 90 s şi, în continuare, la 820 ± 5°C timp de 150 s. Este obligatorie nivelarea huilei din creuzet înainte de determinare (ciocănire uşoară) şi menţinerea creuzetului în poziţie cît mai orizontală în cursul determinării.

Profilul cocsului din creuzet se compară cu cele 17 profile etalon de cocs (fig. 16). Cocsurile sub formă

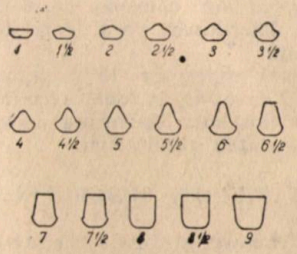


Fig. 16. Profile-etalon de cocs pentru stabilirea indicelui de umflare.

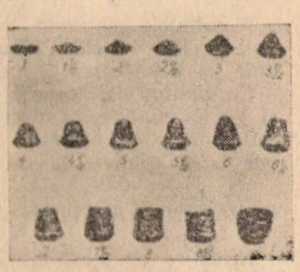


Fig. 17. Profile de cocs din creuzet.

de praf se notează cu indice 0, iar cocsul cu profilul 1, dar care nu rezistă presiunii unei greutăţi de 500 g, se notează cu indicele ½.

Fig. 17 arată cocsuri obţinute în creuzet, orînduite în ordinea crescîndă a indicelui de umflare liberă.

DETERMINAREA INDICELUI ROGA

Determinarea indicelui Roga constă de fapt în stabilirea rezistenţei la tobă a unei probe de cocs obţinută prin cocsificarea unui amestec alcătuit din huila de cercetat cu un antracit.

Se cîntăreşte un gram din huila de cercetat de granulaţie 0—0,2 mm [1]) într-un creuzet de porţelan s-au cuarţ de formă tipizată (fig. 18), se amestecă intim timp de cca. 2 min cu 5,0 g antracit (< 7% cenuşă) de granulaţie 0,3—0,4 mm, se nivelează prin ciocănire uşoară şi apoi se presează cu o greutate de 6 kg, timp de 30 s.

Se acoperă cu capacul respectiv (după introducerea cilindrului de presiune de 110—115 g) şi se cocsifică la 850°C timp de 15 min, după care urmează răcirea timp de 45 min la aer şi apoi răcirea completă în exicator.

Se scoate capacul şi cilindrul de presiune; cocsul aderent se reintroduce în creuzet, care este cîntărit (la 0,01 g), rezultînd greutatea G. Se ciuruieşte cocsul din creuzet printr-o sită cu ochiuri rotunde de 1 mm, notînd rezultatul cu G_1. Se determină apoi rezistenţa cocsului în toba Roga (fig. 19) de Ø = 200 mm, 70 mm lată, prevăzută în interior cu două praguri opuse,

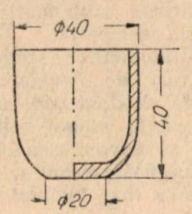


Fig. 18. Creuzet Roga.

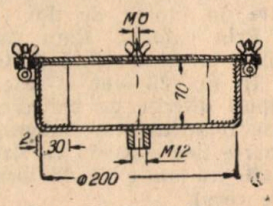


Fig. 19. Toba Roga.

de 30 mm lăţime. Toba execută 50 ± 2 rot/min. Rezistenţa se încearcă de trei ori succesiv, fiecare încercare fiind de 5 min, urmată de o ciuruire printr-o sită cu ochiuri rotunde de Ø = 1 mm. Se cîntăreşte de

[1]) Din care cel puţin 40% de granulaţia 0,1—0,2 mm.

fiecare dată refuzul pe sită, notîndu-l cu G_2, G_3 și G_4. Indicele Roga se calculează din relația:

$$IR = \left[\frac{G_1+G_4}{2}+G_2+G_3\right]\cdot\frac{100}{3\cdot G}.$$

Rezultatele obținute acoperă un domeniu de 0—88 unități. Rezultatele a două determinări paralele nu trebuie să depășească 5 unități.

Conținutul de cenușă mai mare ca 10%, precum și probe mai vechi decît 7 zile de la data recoltării influențează defavorabil rezultatele. Asemenea cazuri vor fi menționate la comunicarea rezultatelor.

PARAMETRI PENTRU STABILIREA SUBGRUPELOR

Însușirea de cocsificare, denumită și **grad de cocsificare**, se determină prin încălzire înceată (3—5°C/min) pe cale de dilatometrie sau prin metoda Gray-King.

METODA DILATOMETRICĂ (Audibert-Arnu).

Prin această determinare se măsoară variația volumului unei probe de huilă în timpul cocsificării ei.

În acest scop, se confecționează brichete de 60 mm lungime din huila de cercetat (granulația 0—0,2 mm) amestecată cu apă pentru a permite brichetarea (1 ml apă la cca. 10 g huilă). Brichetele se introduc în tuburile dilatometrului, peste ele se așează pistoanele de sarcină. Tuburile se introduc în blocul de încălzire, preîncălzit la o temperatură cu 20°C mai joasă decît temperatura de înmuiere a huilei de cercetat. Se pune în funcțiune aparatura de înregistrare; urmează apoi încălzirea aparatului cu o cadență de 3°C/min.

Determinarea se consideră încheiată îndată ce înălțimea pistonului de sarcină rămîne neschimbată.

Huile mai incarbonizate se înmoaie la temperaturi mai înalte decît huilele mai slab incarbonizate. Pentru preîncălzirea dilatometrului se indică următoarele puncte de înmuiere a huilelor, în funcție de conținutul de materii volatile:

$\%\ V^{mc}$	Temperatura la încălzire, °C
10	450
16	400
22	350
30	320

Se înregistrează **contracția maximă** și **dilatarea maximă** pe care o suferă bricheta plastifiată datorită degajării produselor de cracare termică. Se mai notează temperatura de înmuiere, temperatura de contracție și de dilatare maximă, precum și temperatura de resolidificare a huilei supusă cercetării.

Aceste valori ca și înseși curbele sînt foarte diferite, în funcție de tipul de huilă cercetată.

Prin oxidare, alura curbei dilatometrice scade sensibil, crescînd totodată temperatura de înmuiere.

În fig. 20 sînt arătate curbele dilatometrice a două tipuri diferite de huile, care prezintă numai contracție (se încadrează în subgrupa 1), și anume a unei huile foarte tinere (huilă cu flacără lungă), precum și a unei huile cu un grad de incarbonizare mai înaintat (huilă de cocs).

În fig. 20 mai este indicată comportarea în dilatometru a unui antracit, care nu prezintă nici măcar contracție și deci se încadrează în subgrupa O.

Fig. 21 cuprinde curbele dilatometrice pentru două huile, prima prezentînd dilatare „negativă", adică curba nu depășește linia — zero (huilă de cocs mai incarbonizată), a doua prezentînd dilatare pozitivă, caracteristică pentru o huilă grasă.

Curbele dilatometrice ce se încadrează în subgrupele 4 și 5 depășesc linia-zero ca și huila grasă din fig. 21, se ridică însă mult mai sus, o huilă de gaz de exemplu ajungînd pînă la o dilatare maximă de 160%—180%.

După cum s-a arătat, gradul de oxidare influențează în mod defavorabil comportarea în dilatometru a huilelor, în sensul că le micșorează capacitatea de dilatare, arătată în fig. 22, prin oxidarea în etuvă (cu aer) a unei huile de gaz la temperatura de 100°, 125°, 150° și 175°C. Se observă creșterea temperaturii de înmuiere o dată cu oxidarea, precum și descreșterea în paralel a capacității de dilatare, deci și a gradului de cocsificare.

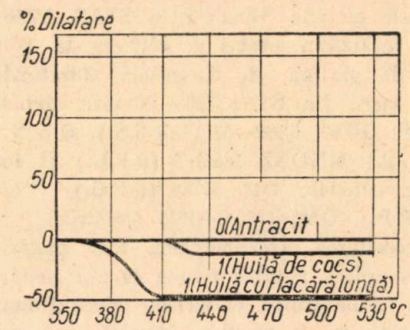


Fig. 20. Curbe dilatometrice, caracteristice pentru subgrupele 0 și 1.

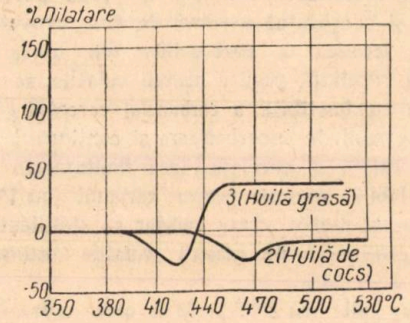


Fig. 21. Curbe dilatometrice caracteristice pentru subgrupele 2 și 3.

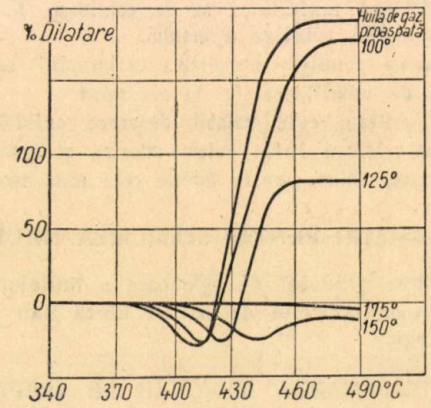


Fig. 22. Creșterea temperaturii de înmuiere și descreșterea gradului de cocsificare al unei huile prin oxidare.

În cadrul ICEMIN București determinările de dilatometrie au fost executate cu aparatul Kattwinkel-Baum-Shimomura (K.B.S.). Măsura în care rezultatele acestui aparat corespund cu rezultatele dilatometrului Audibert-Arnu este arătată mai jos.

METODA GRAY-KING

Principiul metodei constă în semicarbonizarea a 20 g din huila de cercetat (granulația 0—0,2 mm) într-un tub din sticlă greu fuzibilă (Ø 24 mm), de forma și în poziția din fig. 23. Tubul se introduce în cuptorul preîncălzit la 330°C, cadența de încălzire în continuare fiind de 5°C/min, pînă la temperatura finală de 620°C, la care se mai menține timp de 30 min.

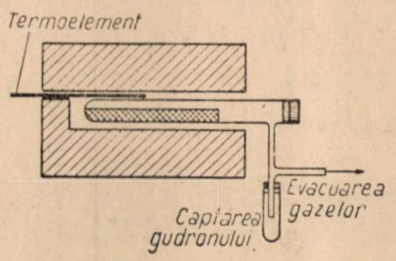


Fig. 23. Schema aparatului Gray-King.

La capătul tubului de semicarbonizare este sudat un tub T pentru evacuarea gudronului și a gazelor, aparatul oferind posibilitatea captării acestora în scopul determinării cantitative și analizei lor.

Fig. 24 arată cocsurile-etalon pentru stabilirea, prin comparație, a tipului de cocs rezultat din aparatul Gray-King, iar tabela 10 descrie tipurile de cocs respective.

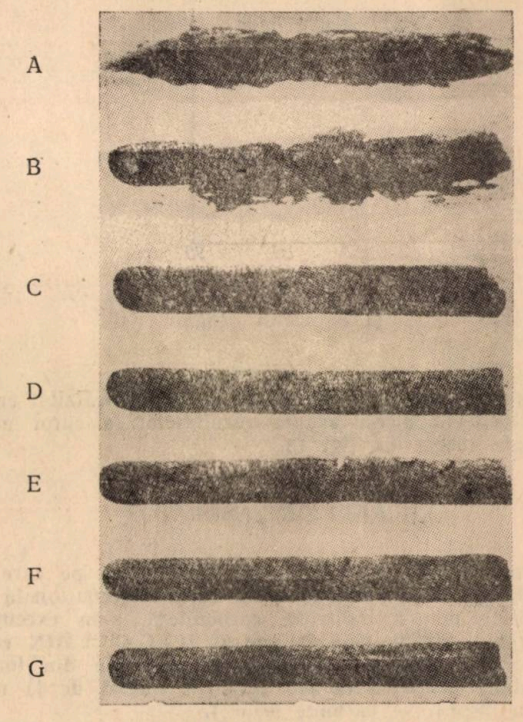


Fig. 24. Tipuri de cocs-etalon după Gray-King.

Huilele ale căror cocsuri sînt umflate se amestecă înainte de cocsificare cu grafit de aceeași granulație (0—0,2 mm), în așa proporție încît să rezulte (după cocsificare) un cocs de tipul G considerat cocs-standard. Dacă o huilă a necesitat un adaos de 6 g grafit (la 20—6 = 14 g huilă), ea va fi de tipul G_6; dacă a necesitat 9 g grafit (la 20—9=11 g huilă), va fi de tipul G_9 etc.

Cu privire la precizia rezultatelor obținute la folosirea metodelor de lucru necesare determinării celor trei grupe de parametri pentru încadrarea huilelor din R.P.R. în clasificarea internațională se menționează următoarele:

a) Parametrii analitici folosiți, adică conținutul de materii volatile și puterea calorică superioară, nu au prezentat nici un fel de neajuns, întrucît metodele de lucru sînt îndeobște știute și modul de lucru bine-cunoscut chiar în laboratoarele cu posibilități modeste. Deci, perfecta reproductivitate a rezultatelor este înafara oricărei discuții.

b) Parametrii de aglutinare, adică indicele de umflare liberă și indicele Roga, sînt două metode introduse de către ICEMIN pentru prima oară în țară în anul 1954—1955, după o lungă și amănunțită experimentare în scopul stabilirii și stăpînirii în cît mai bune condiții a modului de lucru.

Ambele metode sînt în prezent perfect puse la punct, rezultatele fiind reproductibile atît pentru fiecare metodă în parte, cît și pentru ambele metode între ele, ceea ce înseamnă că fie cu ajutorul indicelui de umflare liberă, fie cu ajutorul indicelui Roga se va determina aceeași cifră, a 2a, a numărului de cod.

Tabela 10

Descrierea tipurilor de cocs Gray-King

Cocsul-etalon	Descrierea
A	Praf
B	Aproape coherent, se sfărîmă la manipulare
C	Coherent, dar friabil la frecare
D	Contractat, moderat — dur
E	Contractat și fisurat — dur
F	Ușor contractat — dur
G	Dur, ocupă același volum ca proba inițială. reprezintă „cocsul — etalon“
G_1	Ușor umflat, dur
G_2	Moderat umflat, dur
G_3	Puternic umflat, umple tot tubul fără să crească în lungime
G_4 etc.	Foarte puternic umflat

Fig. 25 reprezintă corelația între rezultatele metodei Roga și metoda umflării libere, obținută pe baza cercetării în laboratorul ICEMIN a 426 probe de huile din R.P.R., obținîndu-se însă numai 376 de rezultate ce au putut fi folosite la întocmirea diagramei, diferența de 50 de rezultate nefiind utilizabile întrucît dau valori pentru ambele metode egale cu 0 (Baia Nouă, Doman, Lupac, Schela, Codlea).

Din cele 376 de rezultate obținute, numai 130 au putut fi trecute pe diagrama din fig. 25, restul de 376 — 130 = 246 rezultate suprapunîndu-se cu cele 130 de rezultate reprezentate.

Din studiul diagramei de mai sus rezultă că din cele 130 probe 110 se încadrează în aceleași grupe ale clasificării internaționale, indiferent prin care metodă a fost determinată caracteristica de aglutinare și că prin cele două metode folosite numai pentru 20 din probele cercetate s-au obținut valori diferite pentru grupele de încadrare.

Trebuie observat că 18 din cele 20 rezultate necon-cordante se referă la probe cu valori mici pentru aglutinare și numai 2 rezultate se referă la valori mari pentru aglutinare, ceea ce confirmă încă o dată neajunsul metodei Roga de a nu fi foarte precisă pentru huilele slab și moderat aglutinante.

c) Parametrii de cocsificare, adică metoda Gray-King și metoda dilatometrică, au fost de asemenea introduse pentru prima oară și folosite pentru determinări pe scară mare de ICEMIN. Nedispunînd însă de dilatometrul Audibert-Arnu recomandat de ONU-CEE,

s-a folosit dilatometrul Kattwinkel—Baurn—Shimomura (prescurtat K.B.S.).

Dintr-un total de 404 huile cercetate au putut fi luate în considerație rezultatele a 330 de probe, restul de 404—330 = 74 probe neprezentînd înmuiere la dilatometru, iar reziduul de semicarbonizare fiind praf.

Rezultatele celor 330 probe cercetate sînt reprezentate în fig. 26, fiind repartizate pe subgrupe, după cum urmează:

Subgrupa 0 (tipul de cocs A): din 8 probe nici o neconcordanță (0%).

Subgrupa 1 (tipul de cocs B—D): din 198 probe 2 neconcordanțe (1%)

Subgrupa 2 (tipul de cocs E—G): din 25 probe 6 neconcordanțe (24%).

Subgrupa 3 (tipul de cocs G_1—G_4): din 47 probe 14 neconcordanțe (30%).

Subgrupa 4 (tipul de cocs G_5—G_8): din 27 probe 16 neconcordanțe (60%).

Subgrupa 5 (tipul de cocs > G_8: din 25 probe 11 neconcordanțe (44%).

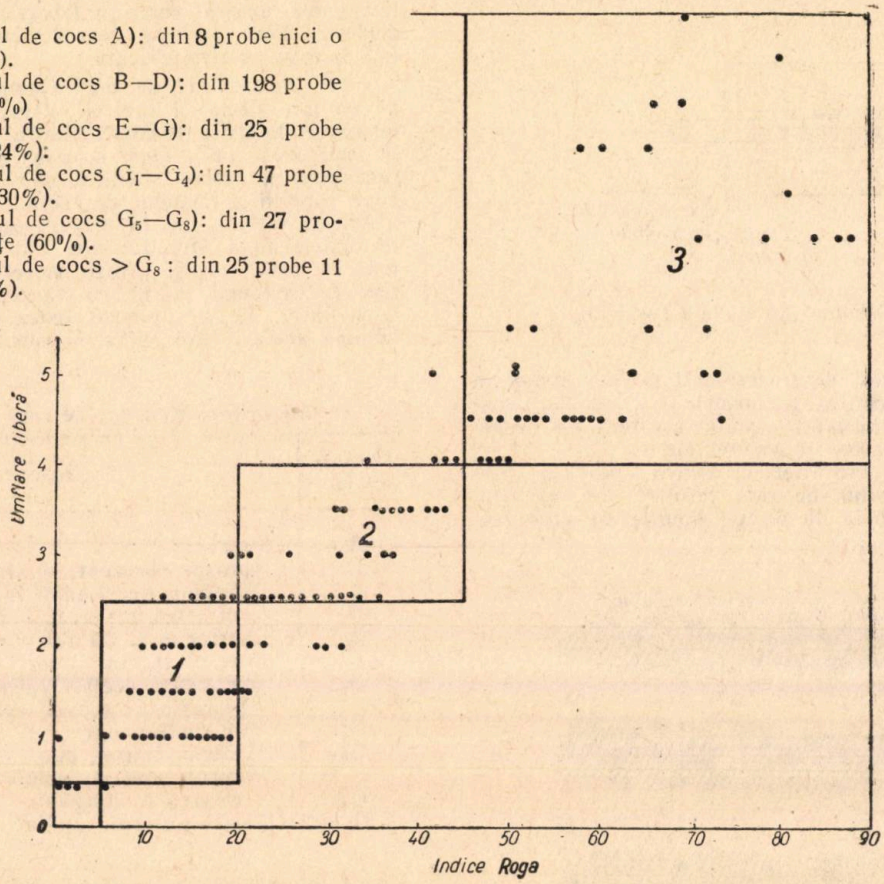


Fig. 25. Corelația între rezultatele indicelui de umflare liberă și indicelui Roga, stabilită pentru huilele din R.P.R.

Din datele de mai sus rezultă limpede că nu există o corespondență perfectă între rezultatele obținute prin metoda Gray-King și prin metoda dilatometrică K.B.S., neprecizia fiind dată de aceasta din urmă, ea crescînd o dată cu gradul de cocsificare a huilei cercetate. Cele mai bune rezultate cu aparatul K.B.S. se obțin pentru huilele mai slab cocsificabile, care dau tipul de cocs B—D. Pentru subgrupa următoare de huile, care dau tipurile de cocs E—G, necorespondența între rezultatele celor două metode folosite crește la 24%, pentru subgrupa 3 (tipul de cocs G_1—G_4) 30% din rezultatele obținute nu corespund, necorespondența atingînd un maxim de 60% din rezultate pentru subgrupa 4 (tipuri de cocs G_5—G_8), scăzînd apoi (poate întîmplător) pentru subgrupa 5 (cocsuri > G_8) din nou la 44% rezultatele neconcordante.

Această neconcordanță între rezultatele Gray-King și rezultatele K.B.S. se datorește imperfecțiunii încălzirii retortei acesteia din urmă, a cărei parte superioară rămîne mult mai rece în cursul determinării decît partea inferioară încălzită de flacără. Prin dilatare, huila plastifiată ajunge la partea superioară a retortei unde se răcește, dilatarea nu mai are loc cu toate că huila mai este susceptibilă la umflare și în acest fel aparatul înregistrează valori mai mici de dilatare decît cele reale. Acest lucru rezultă limpede din fig. 26, în care 36 din cele 48 abateri sînt mai mici de cît rezultatele obținute prin metoda Gray-King.

Din această cauză, la aprecierea determinărilor făcute asupra celor 330 de probe cercetate au fost preferate rezultatele aparatului Gray-King în loc de rezultatele K.B.S.

Neajunsul de mai sus al aparatului K.B.S. este în întregime înlăturat la dilatometrul Audibert-Arnu, a cărui retortă este în întregime și uniform încălzită, ceea ce se reflectă direct asupra rezultatelor, a căror uniformitate reiese din fig. 13.

LUCRĂRI DE LABORATOR

Ținînd seamă de covîrșitoarea importanță pe care o prezintă pe plan mondial clasificarea internațională a cărbunilor pentru industria carboniferă, s-au executat în perioada 1953—1957 în cadrul ICEC—ICEMIN cca. 2800 analize complete de cărbuni provenite din toate exploatările carbonifere din țară, în special de la minele de ligniți — cărbune brun [1]).

În aceeași perioadă, au mai fost cercetate în cadrul ICEC—ICEMIN 426 probe de huile provenite din minele arătate în tabela 11.

1) Din colectiv au făcut parte: ing. N. M. Ionescu, ing. P. Badea, chim. B. Kirmaier, A. Procopiu; tehnicienii: L. Cojocaru, V. Ferentz, V. Ioniță, G. Kamerling, G. Nanu, B. Oromu, Fl. Vasiliu și preparatorii: A. Nițu, I. Onuț, Fl. Paleologu, D. Radu și J. Zölder.

Tabela 11

Minele din bazinul Valea Jiului	Numărul de probe cercetate
Lonea	**15**
Petrila	**23**
Aninoasa	**44**
Vulcan	**95**
Lupeni	**93**
Uricani	**27**
Minele din Banat	
Secul	**10**
Cozla	**11**
Anina	**57**
Biger [1])	**1**
Baia Nouă	**7**
Doman	**7**
Lupac	**8**
Alte mine	
Schela	**16**
Codlea	**12**

I. ANALIZA COMPLETĂ [4])

a) **Umiditatea de îmbibaţie (W_i) [5]).**
b) **Umiditatea higroscopică (W_h).**
c) **Umiditate totală (W_t) (prin calcul).**

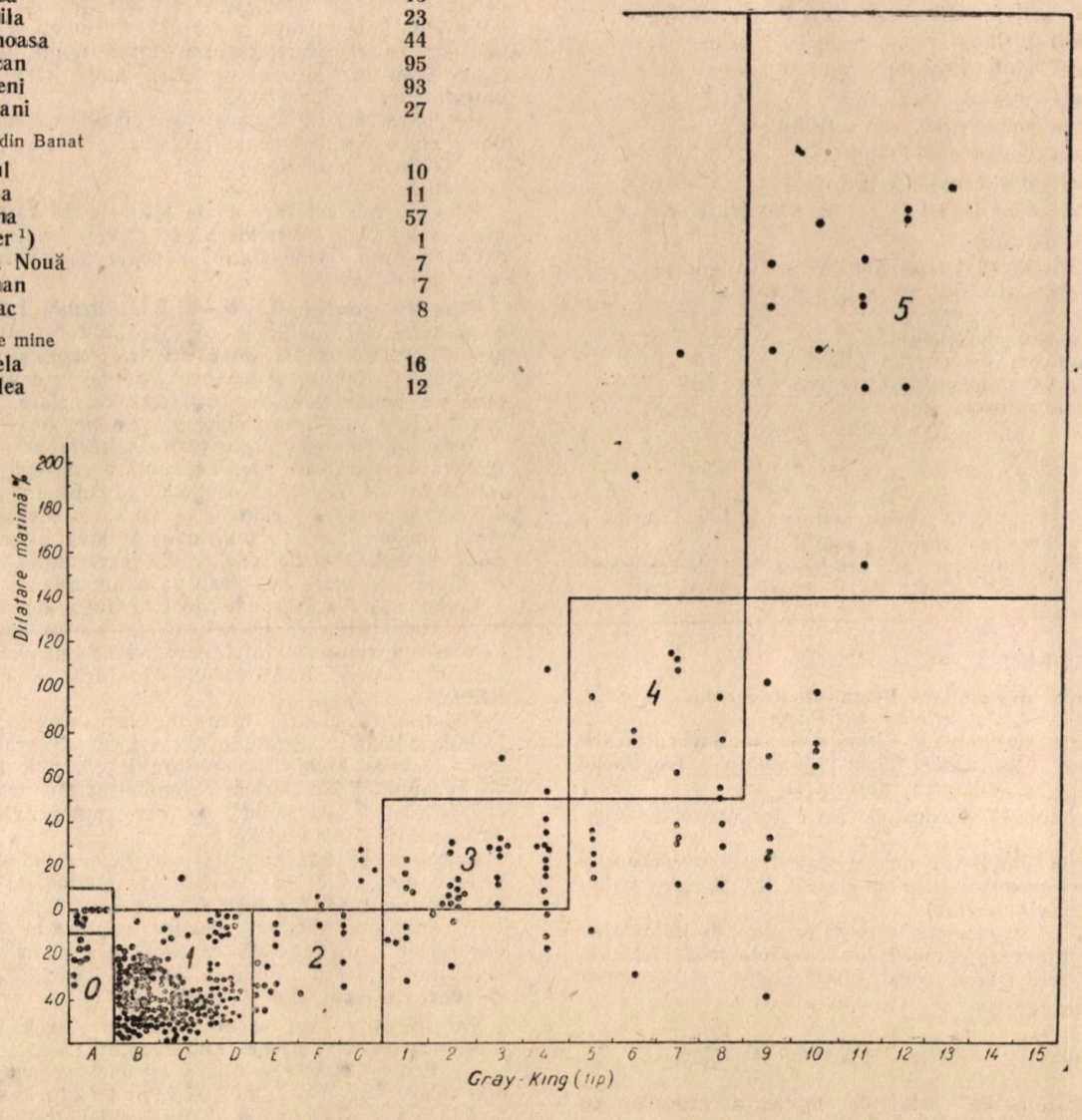


Fig. 26. Corelaţia între rezultatele aparatului Gray-King şi dilatometrului K.B.S., stabilită pentru huilele din R.P.R.

Un colectiv [2]) a cercetat în perioada sus-menţionată huilele recoltate [3]) din următoarele puncte de vedere:

d) **Cenuşa.**
e) **Materii volatile (V), cocs (K) şi cărbune fix (C_f).**
f) **Carbon (C).**
g) **Hidrogen (H).**
h) **Sulf total (după Eschka) (S_t).**
i) **Sulf combustibil (S_c).**
j) **Azot (N).**
k) **Oxigen (prin diferenţă) (O).**
l) **Putere calorică superioară (Q_s).**
m) **Putere calorică inferioară (Q_i).**

1) Din mina Biger a fost recoltată o singură probă cu caracter informativ, deoarece mina este închisă.

2) Din colectivul de cercetare au făcut parte: Ing. N. M. Ionescu, ing. N. D. Duinea, ing. E. Fotache, ing. H. Haider, Chim. B. Kirmaier; tehnicieni: C. Ardeleanu, M. Arsici, G. Belu, S. Cărătuş, V. Ghiţoiu, E. Giovanidis, M. Mărgineanu, B. Rachmut, T. Stoenică şi preparatorii: A. Anderli, I. Stoian şi R. Lazu.

3) Recoltarea probelor a fost făcută sub directa îndrumare a geologilor de la trusturi şi mine. Astfel: tov. Eufrosim C. şi Gh. Rădulescu (Comb. Carb. V. Jiului), Ganzent K. (Lonea), Mardiare E. (Petrila), Manoliu F. (Aninoasa), Coică A. şi Sicoe N. (Vulcan), Tisu L. (Lupeni), Niţă C. şi Teodorescu Fl. (Uricani), Oancea C. (Anina), Todros Camillo (Cozla), Bigăr, Baia Nouă), Horoşanu Gh. (Secul, Doman, Lupac).

4) A fost executată atît asupra huilelor cercetate, cît şi asupra semicocsurilor obţinute în aparatul Gray-King şi a cocsurilor obţinute în retorta Koppers.

5) Simbolurile folosite sînt cele prevăzute în STAS 398—56.

II. ANALIZE SPECIALE

a) Formele chimice ale sulfului.
— sulful sulfură (format din sulf monosulfură și sulf bisulfură) ($S_S = S_{SI} + S_{SII}$), considerat ca sulf piritic;
— sulf sulfat (S_{SO_4});
— sulf organic (S_O);
b) Formele tehnologice ale sulfului:
— sulf combustibil (S_c);
— sulf din cenușă (S_A);
— sulf volatil (S_v) (la semicarbonizare și la cocsificare);
— sulf fix (S_f) (în semicocs și în cocs);
c) greutatea specifică reală a cărbunelui *;
d) recuperarea de cocs;
e) recuperarea de semicocs;
f) recuperarea de gudron anhidru;
g) recuperarea de gaze și analiza* lor prin:
— determinarea de CO_2
— „ CnHm
— „ O_2
— „ CO
— „ H_2
— „ $CH_4 + Hom + N_2$
— Puterea calorică a gazului*)
h) Analiza chimică a cenușilor*) determinînd: SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3, CaO, MgO, MnO_2, P_2O_5, SO_3, și ($K_2O + Na_2O$).

III. INSUȘIRI FIZICO-CHIMICE

a) Indicele de umflare liberă în creuzet.
b) Indicele de aglutinare B. Roga.
c) Variația deformației cărbunelui semicarbonizat cu dilatometrul Kattwinkel-Baum-Shimomura (contracția maximă a_{max} și dilatarea maximă b_{max}).
d) Determinarea tipului de cocs în aparatul Gray-King.
e) Variația fluidității masei plastifiate a cărbunelui supus semicarbonizării în aparatul K. Gieseler (fluiditatea maximă $\alpha\ max$)
f) Alura de degazare a cărbunilor după B. Hofmeister.
g) Determinarea parametrilor plastometrici după L. M. Sapojnicov (contracția finală x_{fin} și grosimea stratului plastic y_{max}).

IV. INSUȘIRI FIZICO-CHIMICE DIFERITE

a) Determinarea curbei de topire a cenușilor cu aparatul Bunte-Baum-Reerinck*);
b) Cocsificarea în retorta Koppers și determinarea rezistenței cocsurilor în toba de laborator Nedelmann*).

În baza tuturor acestor determinări s-a ajuns în posesia unui prețios material experimental, care nu numai că este suficient, ci depășește cu mult pe cel necesar pentru încadrarea cărbunilor din R.P.R. în clasificarea internațională.

*

Ca urmare a consfătuirii care a avut loc la Katowice la 25—27 aprilie 1957, a grupei de lucru pentru industria carboniferă, s-a adoptat, pentru toate țările socialiste, ca bază pentru clasificarea unică a cărbunilor „Sistemul internațional de clasificare a huilelor după tip", elaborat de „Subgrupa de lucru pentru clasificare" din cadrul „Comitetului pentru Cărbune" al Comitetului Economic pentru Europa de pe lîngă O.N.U.

Pentru a trece la aplicarea clasificării internaționale și la cărbunii din R.P.R., ei au fost împărțiți în 2 mari clase, și anume în **cărbuni bruni-ligniți** și în **huile**, folosind în acest scop criteriul admis de C.E.E. — grupa cărbune care prevede ca limită între cele două clase puterea calorică superioară (Q_S) de 5700 kcal/kg, raportată la cărbunele considerat fără cenușă, însă cu umiditatea de echilibru la +30°C și 96% umiditate relativă a aerului. Cărbunii cu $Q_S < 5700$ kcal/kg se consideră cărbuni bruni-ligniți, iar cei cu $Q_S > 5700$ kcal/kg se consideră huile, fără vreo altă determinare suplimentară.

Pe baza acestui criteriu de clasificare au rezultat două clase de cărbune și anume:
1. Cărbuni bruni-ligniți.
2. Huile.

Prima clasă cuprinde toate grupele de cărbune brun din clasificările anterioare (cărbune brun pămîntos, cărbune brun lemnos-lignit, cărbune brun mat și cărbune brun lucios).

Pînă în prezent O.N.U.—C.E.E., grupa cărbune, nu a elaborat încă criteriile pe baza cărora cărbunii din această clasă să fie împărțiți în grupe și, eventual, subgrupe; elaborarea acestor criterii este în curs și pînă la definitivarea lor urmează ca, clasa cărbunilor bruni-ligniți să fie considerată ca un tot.

Anexa I cuprinde exploatările miniere și minele din R.P.R. producătoare de cărbuni bruni-lignit, potrivit criteriului de $Q_S < 5700$ kcal/kg, și cuprinde 6 coloane, din care primele 3 coloane precizează exploatarea minieră, coloana a 4-a cuprinde puterea calorică superioară maximă a cărbunelui din exploatarea respectivă în condițiile fizice sus-citate ale acestuia.

Coloana a 5-a cuprinde documentația care a stat la baza clasificării, iar în coloana a 6-a se menționează, pentru o mai ușoară înțelegere, vechea denumire a cărbunelui potrivit STAS 3632—52, încă în vigoare în R.P.R.

Socotim că această mențiune este necesară întrucît trebuie făcută o distincție între cărbunii bruni pămîntoși, cărbuni bruni lemnoși-ligniți, cărbunii bruni-mați și cărbunii bruni lucioși, completînd în felul acesta clasificarea făcută numai pe baza puterii calorice superioare de 5700 kcal/kg.

Lucrarea de față cuprinde de fapt încadrarea **huilelor** din R.P.R. în clasificarea internațională (anexa II). În acest caz au fost folosite cele 3 grupe de criterii enunțate anterior, fiecare cuprinzînd cîte două criterii de clasificare, dintre care însă numai unul este obligatoriu pentru stabilirea clasei, grupei și subgrupei și, deci, a numărului de cod.

Pentru o cît mai exactă clasificare a huilelor s-au luat următoarele măsuri suplimentare:

— Pentru stabilirea clasei, grupei și subgrupei de clasificare **au fost folosite toate șase criteriile existente** și nu numai trei, adică cîte unul din fiecare grupă cum recomandă O.N.U.—C.E.E.

— La stabilirea **grupei de clasificare**, între indicele de **umflare liberă** și **indicele Roga** a fost preferată a doua metodă (chiar cu neajunsul pe care-l are de a nu da rezultate precise pentru huilele tinere), întrucît prima metodă este subiectivă, bazîndu-se numai pe o simplă comparație cu ochiul liber.

Invers, în cazul în care indicele de umflare liberă are de exemplu valoarea 2½ și deci se încadrează în grupa de clasificare 2, iar indicele Roga are valoarea 19 și se încadrează în grupa 1, s-a considerat că huila face parte din grupa a 2-a de clasificare, întrucît valoarea 19 reprezintă limita superioară a grupei 1-a de clasificare după indicele Roga.

— La stabilirea subgrupei de clasificare s-a dat prioritate rezultatelor obținute prin metoda Gray-King, recomandată de O.N.U.—C.E.E., în locul rezultatelor obținute cu aparatul Kattwinkel-Baum-Shimomura, care este o metodă dilatometrică însă nu înlocuiește întotdeauna cu succes metoda Audibert-Arnu a O.N.U.—C.E.E.

— Probele de cărbune cercetate au fost prelevate din toate stratele și blocurile sau lentile din Valea Jiului și Banat. Recoltarea probelor s-a făcut prin șlițuire de la acoperișul la culcușul stratului, iar intercalațiile

*) Determinările însemnate cu asteric au fost executate parțial.

vizibile de steril au fost îndepărtate manual din proba în greutate de 200—400 kg, redusă apoi prin sfertuire la cca. 50 kg şi introdusă în ambalaj ermetic închis. In termen de 7 zile de la recoltare proba iniţială a fost sfărîmată, omogenizată şi redusă, potrivit schemei din fig. 27, pînă la o greutate de 10—12 kg şi la o granulaţie de 0—5 mm., fiind apoi spălată în soluţie de $ZnCl_2$ (probele din Valea Jiului) sau în lichide organice (probele din Banat), reducînd astfel conţinutul de steril la 5—8%.

In cazul spălării probelor recoltate din minele de huile din Banat s-au folosit atît soluţii anorganice cît şi li-

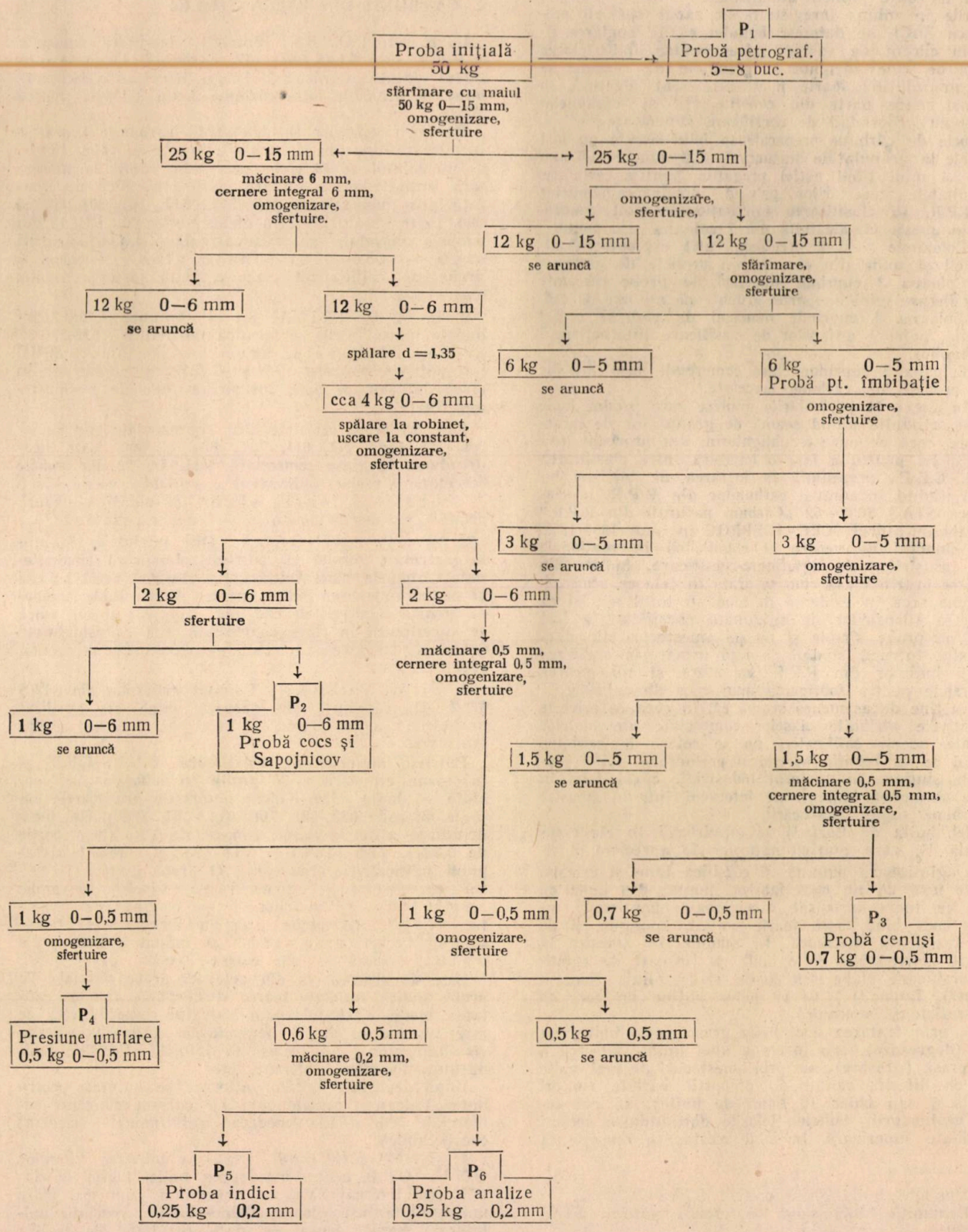


Fig. 27 Pregătirea probelor de cărbune în vederea cercetării lor în laborator.

chide dense organice. Observîndu-se că valorile indicilor de cocsificare ai probelor spălate în lichide dense organice erau mai mari decît cele obținute la aceleași probe spălate în soluții anorganice, s-a hotărît să se ia în considerație valorile cele mai mari, iar procedeul de condiționare în lichide dense organice a fost generalizat la toate probele următoare.

Erorile în minus înregistrate în cazul spălării probelor cu $ZnCl_2$ se datoresc faptului că la spălarea finală în curent de apă de canal pentru îndepărtarea clorurii de zinc aderentă la granulele de cărbune se pierd granulațiile foarte mici, care sînt alcătuite în cea mai mare parte din constituienți ai cărbunelui (vitrit) cu proprietăți de cocsificare superioare.

Probele de cărbune preparate în felul acesta au fost măcinate la granulațiile de lucru 0—0,2 mm, 0—1,5 mm și 0—2,5 mm, fiind astfel pregătite pentru cercetare.

Rezultatele cercetărilor privind încadrarea huilelor din R.P.R. în clasificarea internațională sînt concentrate în anexa II, alcătuită din 7 coloane și anume:

— Coloanele 1 și 2 precizează atît exploatarea minieră cît și mina din care provin probele de cărbune.

— Coloana 3 cuprinde numărul de probe cercetate pentru fiecare mină în parte, grupate pe numere de cod.

— Coloana 4 cuprinde numărul de cod al probei cercetată, potrivit criteriilor de clasificare internațională a cărbunilor.

— Coloana 5 cuprinde clasa comercială din care fac parte probele de cărbune cercetate.

— In anexa II exploatările miniere care produc huile au fost orînduite ținînd seamă de gradul lor de încarbonizare, ceea ce nu este obligatoriu; s-a procedat însă în acest fel pentru a face o legătură între clasificarea O.N.U.-C.E.E., prezentată în lucrarea de față, și lucrarea privind încadrarea cărbunilor din R.P.R. în clasificarea STAS 3632—52 „Cărbuni naturali din R.P.R." elaborată în cadrul ICEC-ICEPROC în anul 1954/1955.

Din punctul de vedere al clasificării internaționale și al însușirilor de aglutinare-cocsificare, huilele din R.P.R. se prezintă așa cum se arată în cele ce urmează.

Trebuie scos în evidență în mod cu totul special că aprecierea însușirilor de aglutinare-cocsificare a fost făcută pe probe simple și nu pe amestecuri din diferite huile, întrucît studiul de față urmărește stabilirea calității huilelor din R.P.R. ca atare și nu găsirea unor rețete pentru fabricarea unui cocs de calitate.

Se va ține de asemenea seamă că, în ceea ce privește calificativele atribuite claselor comerciale ale huilelor cercetate, aceste calificative nu se referă la calitatea cocsului ce va rezulta în cadrul prelucrării huilei considerate singure în cuptorul industrial, ci la felul în care o asemenea huilă poate interveni într-un amestec de cărbune supus cocsificării.

Astfel, huila de Cozla [1]) se încadrează în clasa comercială V_c care, potrivit normelor de apreciere în vigoare, aglutinează puternic și cocsifică bine și excesiv. Se știe însă că un cocs fabricat numai din huilă de Cozla, cu toate însușirile excepționale menționate, va da un cocs bine topit, foarte umflat, spongios și de slabă rezistență mecanică. In schimb, în amestec în proporții convenabile cu o huilă cu însușiri de aglutinare-cocsificare slabe sau foarte slabe (Baia Nouă [2]), Doman [2]), Lupac [3])) se va putea obține un cocs de mare rezistență mecanică.

Deci, prin tratarea unei huile grase cu o huilă mai slabă (degresare), sau invers a unei huile slabe cu o huilă grasă (gresare). sau prin amestecuri de mai multe huile de diferite calități în proporții variate (uneori pînă la 8 sau chiar 10 tipuri de huile), se pot corecta neajunsurile huilelor folosite obținîndu-se cocsuri de calitate superioară. In felul acesta, se reușește să se folosească o proporție cît mai mare de huile care, folosite singure, nu sînt în măsură să dea un cocs rezistent.

Urmează mai jos comentarea calității huilelor din R.P.R.

I. CĂRBUNII DIN VALEA JIULUI

1. E. M. LONEA. Potrivit clasificării naționale a R.P.R. prin STAS 3632—52, cărbunele Lonea se consideră drept „cărbune brun huilos", deci cărbune de tranziție între cărbune brun și huilă (marcă B/H).

Pe baza normelor O.N.U.-C.E.E. cărbunele Lonea se încadrează în clasa huilelor propriu zise.

Din totalul de 15 probe cercetate, rezultă o pronunțată uniformitate a calității huilei, ea fiind reprezentată prin numerele de cod 711, 611, 701, 601, 700 și 600, toate încadrîndu-se în clasa comercială VII. 12 din probele cercetate au calificativul „aglutinează slab — cocsifică foarte slab" și numai 3 probe au calificativul „nu aglutinează — nu cocsifică".

2. E. M. PETRILA. Ca și cărbunele Lonea, cărbunele minei Petrila se încadra potrivit STAS 3632—52 în clasa cărbunelui brun huilos (marca B/H), iar potrivit normelor O.N.U.-C.E.E. se încadrează în clasa huilelor pe baza însușirilor sale de cocsificare-aglutinare.

Cele 23 probe cercetate sînt reprezentate prin numerele de cod: 711, 611, 701, 601 și 600, toate încadrîndu-se în clasa comercială VII. La 22 din probele cercetate le revine calificativul „aglutinează slab — cocsifică foarte slab" și numai o singură probă „nu aglutinează — nu cocsifică".

3. E. M. ANINOASA. Din totalul de 44 probe cercetate rezultă că potrivit clasificării internaționale cărbunele minei Aninoasa se clasifică drept huilă și nu cărbune brun huilos (marca B/H). Huila Aninoasa poartă numerele de cod 711, 611, 701 și 601, adică se încadrează în clasa comercială VII cu calificativul unic „aglutinează slab — cocsifică foarte slab".

4. E. M. VULCAN. Potrivit criteriilor din STAS 3632—52, cărbunele din această mină era clasificat drept huilă cu flacără lungă, fără nici o altă precizare.

Potrivit normelor de clasificare O.N.U.—C.E.E. și în urma cercetării a 95 probe în laborator, se constată că huila minei Vulcan cuprinde următoarele numere de cod: 622, 621, 711, 611, 601, 700 și 600, încadrîndu-se astfel în clasele comerciale VI-a (în proporție de 0,5%), VI-b (6,5%) și VII (93%), cărora le corespund calificativele următoare: O probă „aglutinează moderat — cocsifică slab", 6 probe „aglutinează moderat — cocsifică foarte slab", 83 probe „aglutinează slab — cocsifică foarte slab" și numai 5 probe „nu aglutinează — nu cocsifică".

Este de observat că din cele 95 probe cercetate, 20 probe indică rezultate foarte discordante față de calitatea medie a stratului sau blocului respectiv, ceea ce este un indiciu despre degradarea cărbunelui suferită cît timp mina a fost închisă și datorită oxidărilor, inundațiilor, focurilor subterane, etc.

După depășirea locurilor alterate se întrevede pentru huile Vulcan o calitate care să corespundă clasei comerciale VIb și VIa (moderat aglutinante — moderat cocsificabile).

4. E. M. LUPENI. Pînă la folosirea criteriilor O.N.U.—C.E.E. pentru încadrarea huilei Lupeni în clasificarea internațională, se acorda o mult mai mare uniformitate însușirilor ei fizico-chimice, concluzie unilaterală bazată numai pe date rezultate din analiza tehnică și elementară a probelor de cercetare, dovedite

---

[1]) Denumită huilă grasă potrivit STAS 3632—52.

[2]) Denumită huilă slabă degresantă potrivit STAS 3632—52.

[3]) Denumită huilă antracitoasă potrivit STAS 3632—52.

Aspecte ale dezvoltării industriei miniere din țara noastră

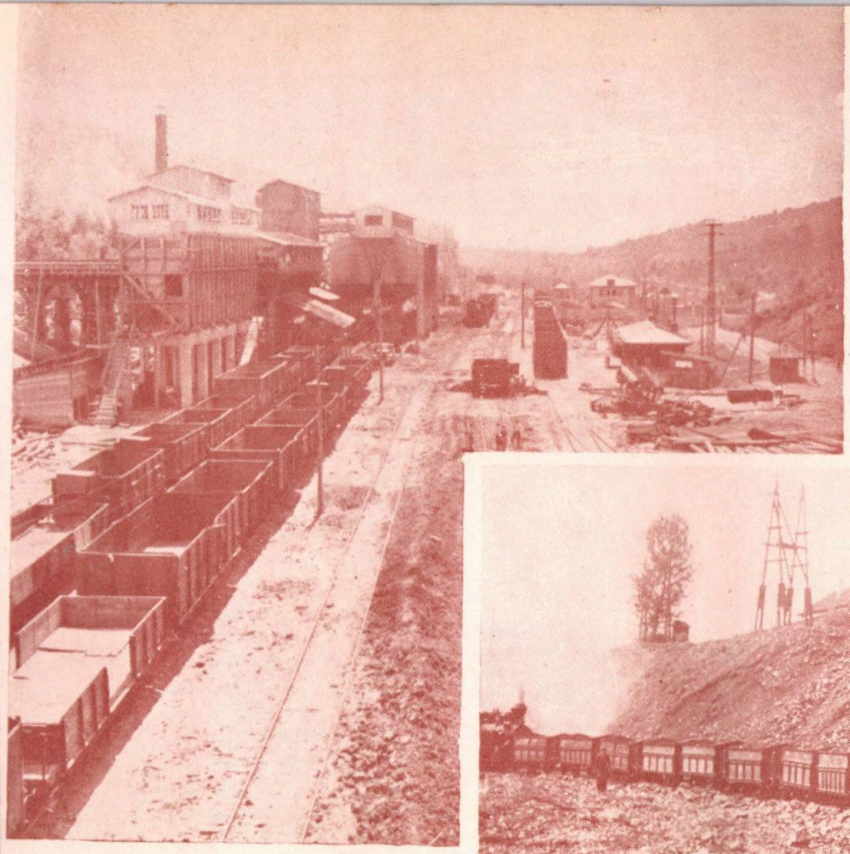


Fig. 1. Silozurile, instalația de sortare și liniile de încărcare a lignitului de la mina de lignit Filipeștii de Pădure.

Fig. 2. Minele de fier de la Teliuc. Minereul extras este încărcat în vagonete cu ajutorul excavatoarelor.

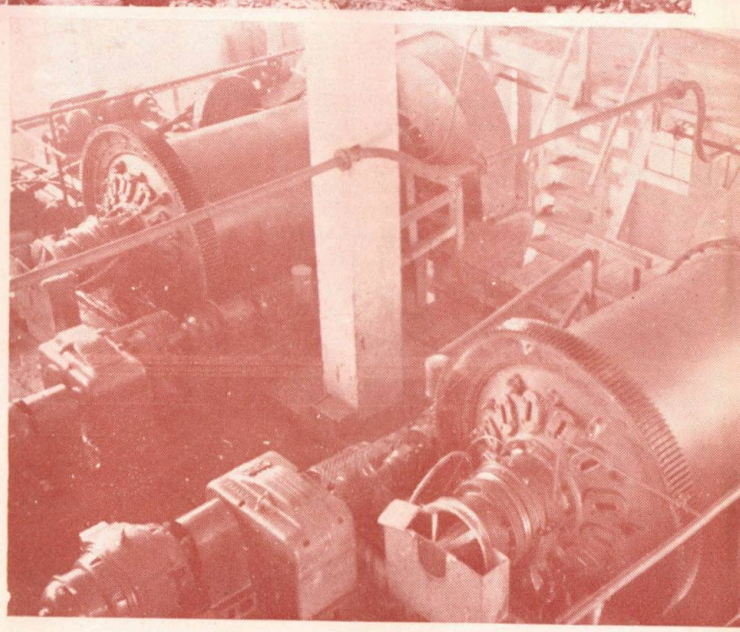
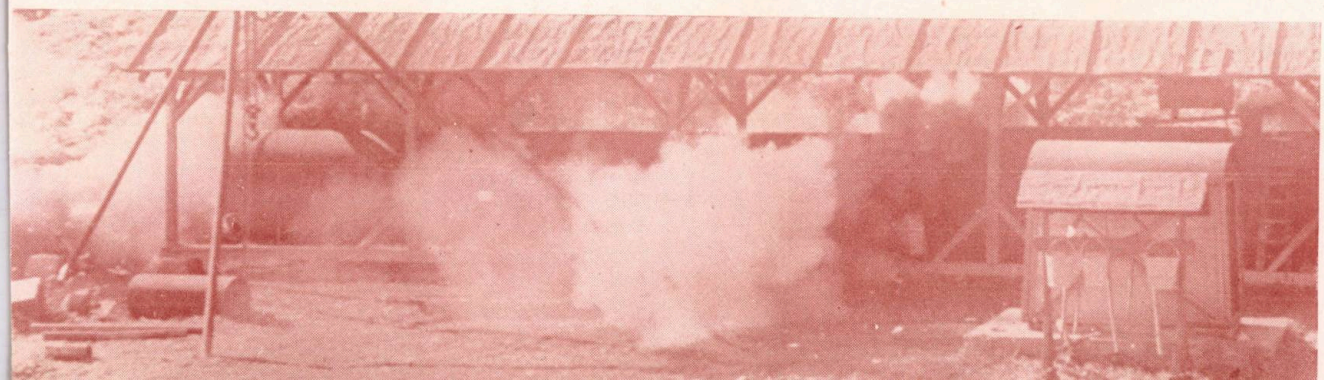


Fig. 3. Mori cu bile pentru măcinarea minereului aurifer la noua instalație de preparare de la Baia de Arieș

Fig. 4. Declanșarea exploziei experimentale din tunelul de încercări de la stația de securitate minieră și protecția muncii din Petroșani.



Noi locuințe pen

Răspunzînd liniei partidului, d
noi, mult mai bune și mai ieftine, în
tră s-a pus un accent deosebit pent
suprafețelor de locuit.

Numai în primul semestru al a
tiții pentru construcția de locuințe

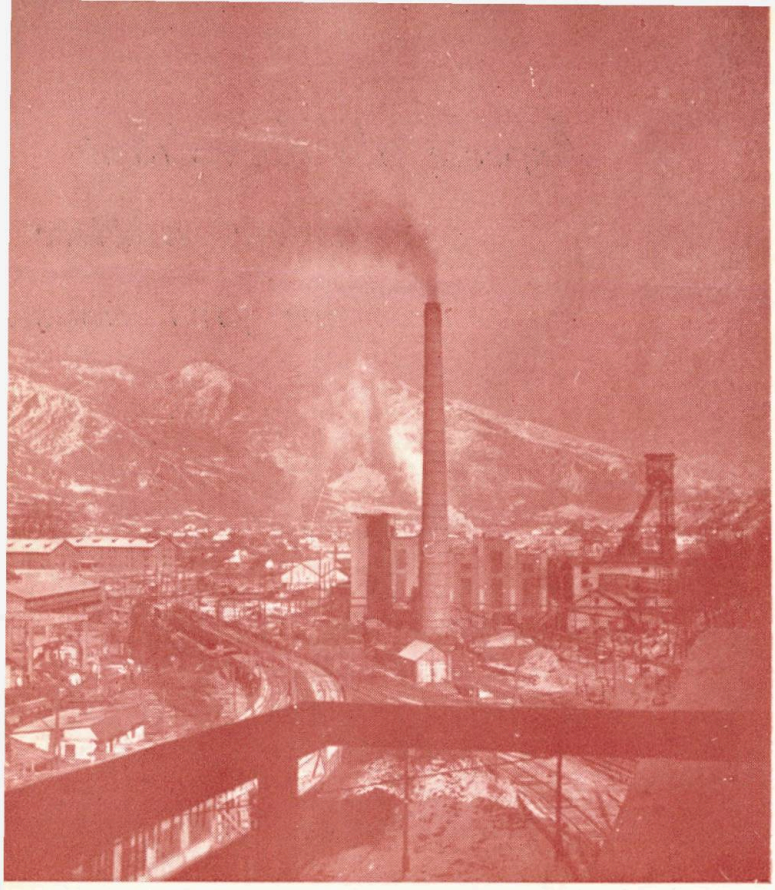


Fig. 1. Vedere generală a minei Petrila; în stînga blocurile muncitorești.

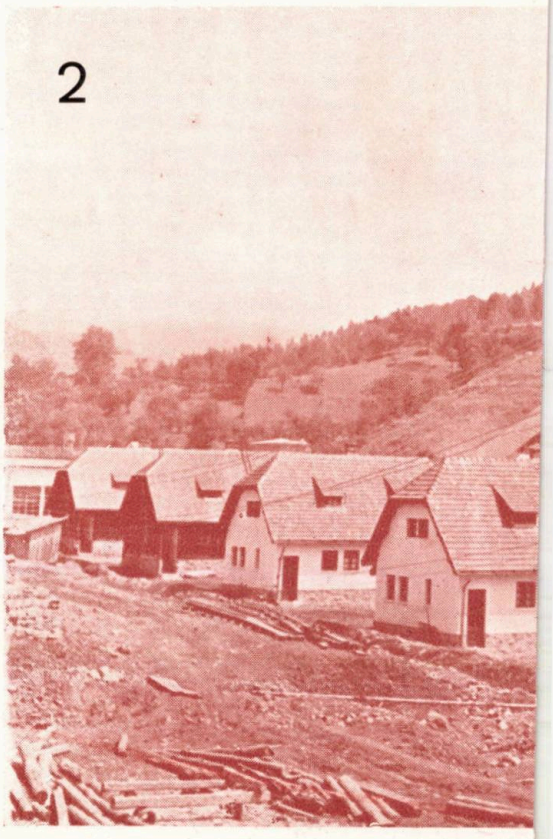
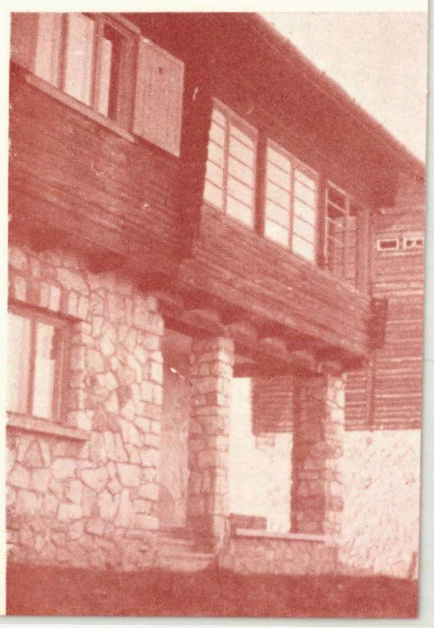


Fig. 2. Locuințe cu două apartamente construite pentru minerii din Cavnic.

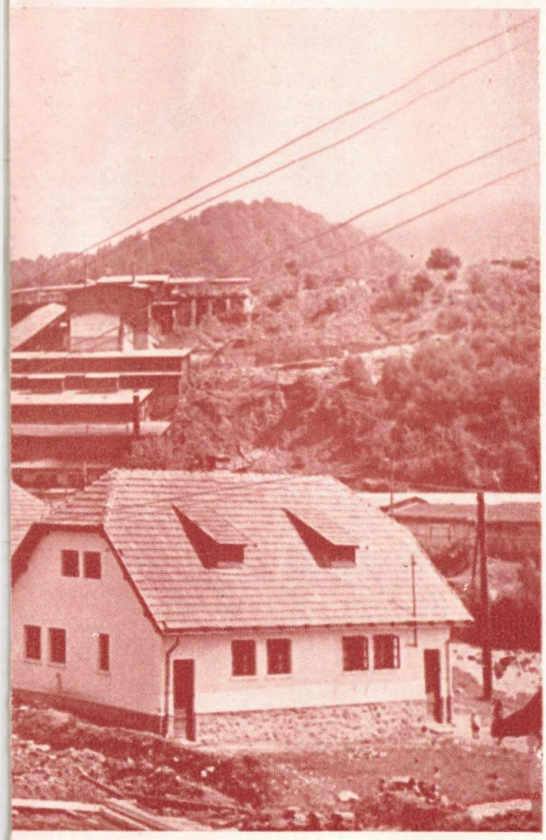
Fig. 3. Incinta exploatării Anina; în dreapta locuințe muncitorești.



u minerii patriei

gura oamenilor muncii locuințe
regiunile miniere din țara noas-
rea condițiilor necesare creșterii

958 totalul fondurilor de inves-
ică aproape la 32 milioane lei.



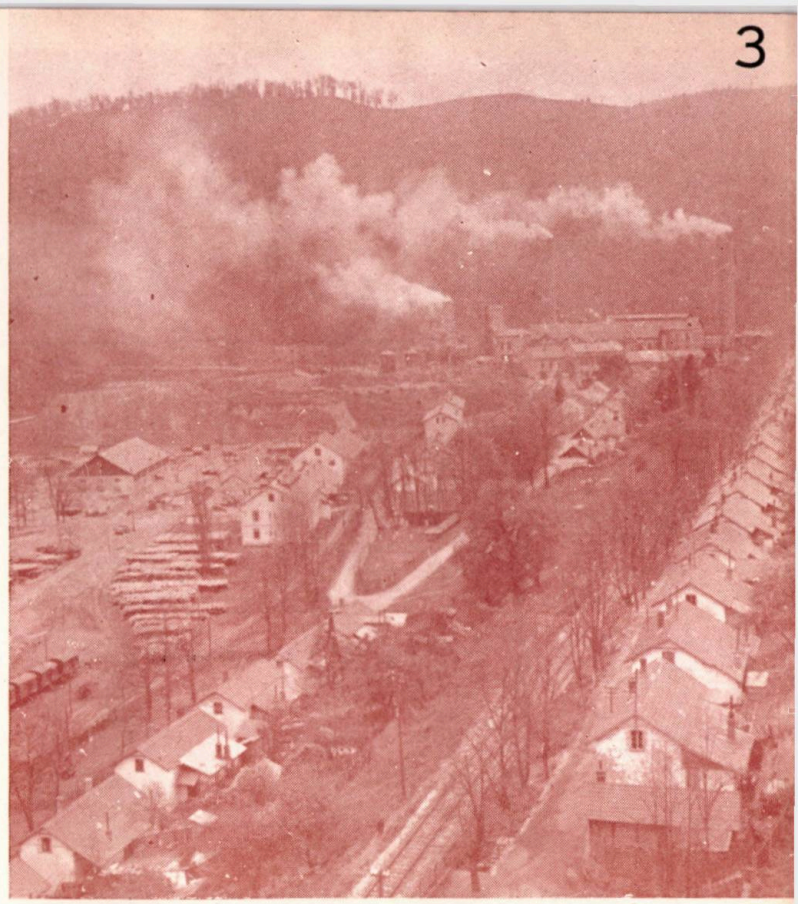
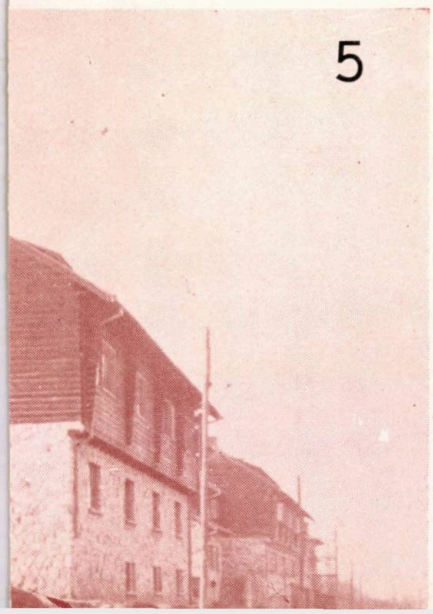


Fig. 4. Blocuri muncitorești cu 8 apartamente la Petroșani.

Fig. 5. Locuințe muncitorești la exploatarea minieră Ghelar.

Fig. 6. Blocuri muncitorești cu 4 apartamente pentru minerii de la Baia de Arieș.



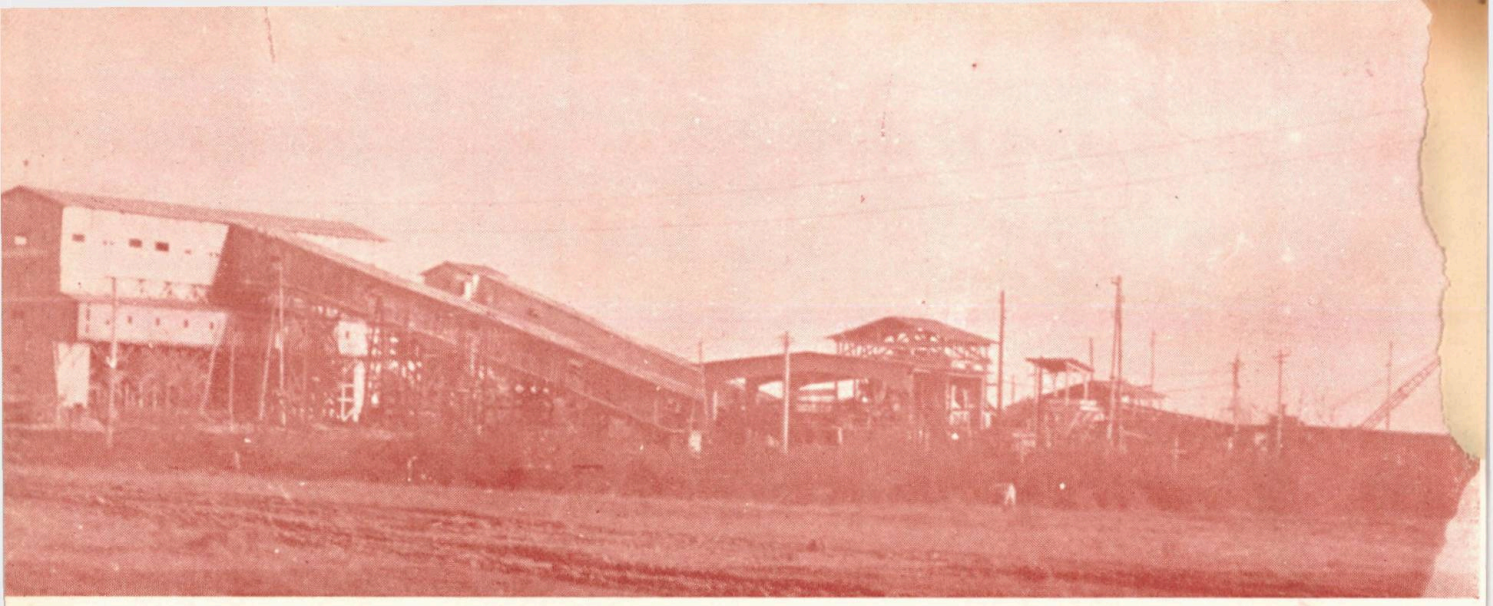
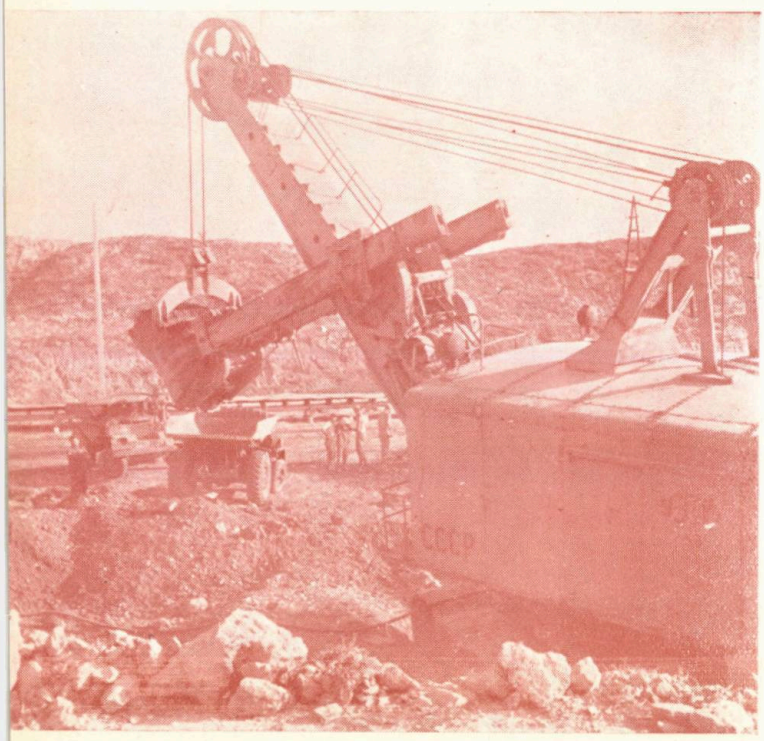


Fig. 1. Stația tehnică (sortare și însilozare) I. M. Rovinari



ROVINARI

In anii puterii populare, s-au pus în valoare noi bogății ale subsolului patriei noastre, printre care în industria carboniferă, și zăcămîntul de la Rovinari.

In dezvoltarea acestei cariere, de un mare ajutor, au fost utilajele sovietice, din care citãm: excavatoarele electrice SE—3 cu cupă de 3 m³ și draglinele pășitoare SE—1 cu cupă de 2,4 m³.

Lucrările de descopertare au fost începute în anul 1954 luînd o dezvoltare mare în anii următori, construindu-se și o instalație modernă de sortare.

In vederea obținerii unei producții de calitate superioară, cercetătorii noștri studiază posibilitatea preparării lignitului în medii dense.

Prin crearea carierii de lignit Rovinari, se deschid perspective pentru punerea în valoare a altor zăcăminte de același gen, din țara noastră.

↑

Fig. 2. Excavatorul SE—3 electric, cu capacitatea cupei de 3 m³. Poate excava zilnic 8—900 m³.

Fig. 3. Privire generală a exploatării Rovinari (descopertarea și exploatarea stratului). →

a fi cu totul insuficiente pentru aprecierea calității unei huile.

O dată cu folosirea metodelor O.N.U.—C.E.E. și posibilitățile ce le oferă aceste metode pentru precizarea însușirilor fizico-chimice ale huilelor se constată o nebănuită și cu totul neregulată variație pe straturi și blocuri tectonice a calității huilei Lupeni și afirmația (potrivit STAS 3632—52) că ar fi o huilă de gaz este cu totul eronată, trebuie înlăturată definitiv și înlocuită prin numerele de cod 635, 634, 623, 612 și 611, cărora le corespund clasele comerciale Vc (în proporție de 25%), Vd (4,4%), VIa (32%), VIb (6,6%) și VII (32%). Din totalul de 93 probe cercetate, 11 probe aglutinează puternic — cocsifică excesiv, alte 11 probe „aglutinează puternic — cocsifică bine", 6 probe „aglutinează moderat — cocsifică bine" 29 probe „aglutinează moderat — cocsifică moderat și slab", 6 probe „aglutinează slab — cocsifică slab" și 30 probe „aglutinează slab, cocsifică foarte slab". Calificativele huilei Lupeni variază deci de la aglutinare slabă pînă la aglutinare puternică (maximă posibilă) și cocsificare slabă pînă la cocsificare excesivă (maximă posibilă), parcurgînd în felul acesta întreaga gamă posibilă de calități de huile.

Trebuie scoasă în evidență foarte buna calitate a huilei din straturile 3, 4 și 5, excepționala calitate a huilei din straturile 8 și 9 (conține însă 5% sulf) și mediocra calitate a huilei din straturile 14—18.

Este deasemenea de observat că indiferent de strat (chiar pentru stratele 8 și 9), blocul II-sud este necocsificabil, calitatea fiind asemănătoare fără excepție cu a huilei Petrila-Aninoasa.

Potrivit criteriilor STAS 3632—52 din mina Lupeni se poate obține huilă grasă (HGr), huilă de gaz (HG), huilă cu flacără lungă (HL) și cărbune brun huilos (B/H) din blocul II-sud.

6. E. M. URICANI. Huila acestei mine prezintă avantajul unei calități uniforme, cuprinzînd numerele de cod 623, 622, 621, 612 și 611 încadrîndu-se astfel în clasele comerciale VIa (în proporție de 22%), VIb (32%) și VII (46%). Din cele 27 huile cercetate, 6 au calificativul „aglutinează moderat — cocsifică moderat și slab", 9 au calificativul „aglutinează moderat și slab — cocsifică moderat și slab" și 12 „aglutinează slab — cocsifică foarte slab". Față de uniformitatea calității huilei Uricani, cele 27 probe cercetate pot fi considerate suficiente.

În cazul cînd producția minei Uricani va fi axată pe stratul 8/9, calitatea huilei va fi mult îmbunătățită și se va menține la calitatea: aglutinează moderat — cocsifică moderat.

Potrivit criteriilor din STAS 3632—52, mina Uricani livrează huilă cu flacără lungă.

Concluziile privind huilele din Valea Jiului

1. Potrivit criteriilor de clasificare a O.N.U.—C.E.E., toate minele din Valea Jiului produc huilă.

2. Se infirmă parțial ipoteza emisă anterior privind creșterea gradului de încarbonizare și deci creșterea însușirilor de cocsificare a huilelor din Valea Jiului de la Est spre Vest.

Pe baza cercetării în laborator a 297 probe de cărbune recoltate proporțional cu rezervele respective din toate straturile și blocurile în curs de exploatare, se constată următoarele:

— Cu toate că huilele minelor Lonea, Petrila și Aninoasa se încadrează în clasa comercială VII, cea mai inferioară este huila Lonea, deoarece numai 20% din probele cercetate „nu aglutinează — nu cocsifică", pe cînd numai 4,5% din probele Petrila „nu aglutinează"— nu cocsifică" și nici una din probele minei Aninoasa nu este în această situație.

Prin urmare huila Aninoasa este superioară huilei Petrila, care este superioară huilei Lonea.

— Huila Vulcan la rîndul ei este superioară huilei Aninoasa, întrucît prezintă 6 probe care se încadrează în clasa VIb și o probă care se încadrează în clasa VIa, avînd calificativul „aglutinează moderat — cocsifică slab".

De aci și calificarea huilei Vulcan ca superioară huilei Aninoasa.

— O parte din huila Lupeni (cca 30%) ating calitatea maximă posibilă a unei huile (aglutinează puternic și cocsifică excesiv); cca 40% corespunde unei huile cu însușiri moderate de aglutinare și cocsificare (clasa VI a și VI b) și restul de 30% corespunde unei huile cu însușiri slabe de aglutinare și cocsificare.

Se observă deci o bruscă creștere de calitate a huilei Lupeni față de calitatea huilei Vulcan.

— În continuare spre Uricani calitatea huilei scade.

Astfel huila Uricani nu mai prezintă nici pe de parte calitatea huilei Lupeni, ea menținîndu-se la un nivel apropiat de huila Vulcan, însă superior acesteia și în special mai uniform.

Prin urmare, potrivit rezultatelor de mai sus. gradul de încarbonizare a huilelor crește în direcția Est-Vest (Lonea-Petrila-Aninoasa-Vulcan), atingînd un maxim la Lupeni, pentru ca la Uricani să scadă din nou aproape de nivelul huilei Vulcan.

3. Nici una din minele Văii Jiului nu poate furniza o huilă omogenă din punctul de vedere al însușirilor de cocsificare.

Cele mai omogene sînt huilele Lonea-Petrila-Aninoasa, prin faptul că sînt slab aglutinate și foarte slab cocsificabile.

Odată cu gradul de încarbonizare crește și neomogeneitatea huilelor.

Huila Vulcan prezintă o foarte pronunțată neomogeneitate, accentuată de accidente (focuri și inundații subterane, oxidări, etc.).

Huila Lupeni prezintă neomogeneitatea cea mai pronunțată, însușirile de aglutinare-cocsificare variind de la excesiv (maxime posibile) pînă la slabe.

Huila Uricani este cea mai omogenă din toate huilele cocsificabile din Valea Jiului.

II. HUILELE DIN BANAT

1. E. M.—COZLA. Prezintă o calitate perfect omogenă de huilă. Din 11 probe cercetate potrivit normelor ONU—CEE, 2 au număr de cod 634 și 9 au număr de cod 635, toate probele încadrîndu-se în clasa comercială Vc. Primele 2 probe „aglutinează puternic — cocsifică bine" iar celelalte 9 probe „aglutinează puternic — cocsifică excesiv".

Potrivit STAS 3632—52, huila Cozla este o huilă grasă.

2. E. M.—SECUL. Potrivit criteriilor ONU—CEE și în urma cercetării celor 10 probe, huila Secul este caracterizată prin numerele de cod: 635, 634, 535, 534, 524 și 435, toate încadrîndu-se în clasele comerciale Vb și Vc. 4 din huilele cercetate poartă calificativul „aglutinează puternic — cocsifică excesiv", 4 din probe „aglutinează puternic — cocsifică bine" una din probe „aglutinează puternic — moderat" și una „aglutinează moderat — cocsifică bine".

Potrivit STAS 3632—52, huila Cozla este o huilă grasă.

3. E. M. ANINA. Potrivit STAS 3632—52 cărbunele Anina era clasificat drept huilă de cocs. Criteriile incomparabil mai precise ale clasificării internaționale au arătat că huilă Anina prezintă caracteristici foarte variate din care cauză a fost necesară o cercetare mai amănunțită pe 57 probe, repartizate astfel:

a) ANINA-PONOR a fost cercetată pe 36 probe și cuprinde 10 numere de cod, deci este de calitate foarte variabilă (534, 533, 623, 523. 622, 522, 521, 612, 611, 511). încadrîndu-se în clasele comerciale Vc (3%), Vb (3%), VI a (25%), VI b (11%) și VII (58%), cu caracteristici de aglutinare de la puternic

ANEXA I

Exploatările miniere din R.P.R. producătoare de cărbune brun-lignit potrivit normelor ONU-CEE *)

Nr. crt.	Exploatarea minieră	Raionul	Regiunea	Puterea calorică superioară raportată la cărbunele fără cenuşă dar cu umiditatea de echilibru la 30°C şi 96% umiditate relativă a aerului	Baza de clasificare	Tipul de cărbune potrivit STAS 3632—52
0	1	2	3	4	5	6
1	Ilieni	Sf. Gheorghe	R.A.M.	cca 4000 kcal/kg	N.I.11/1.X.952 şi Buletinele Com. Geol. 222—51, 975—54 şi 976—54	Cărbune brun pămîntos BP
2	Bîndea	Muscel	Piteşti	„ 4500 „	N.I.13/1.X.1952	Cărbune brun lemnos (lignit) BL
3	Boteni	Muscel	Piteşti	„ 4500 „	N.I.14/1.X.1952	Idem
4	Cătunele Baia de Aramă	Strehaia	Craiova	„ 4500 „	N.I.7/1954	Idem
5	Cireşul	Lugoj	Timişoara	„ 4500 „	N.I.24/1.X.1952	Idem
6	**E. M. Bratca**	Marghita	Oradea	„ 4900 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 20 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	
	— Mina Cornitel					Idem
	— Mina Valea Neagră	Alejd	Oradea	„ 4800 „	N.I.15/1.X.1952	Idem
7	**E. M. Căpeni**	Sf. Gheorghe	R.A.M.	„ 4200 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 28 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 57)	
	— Mina Căpeni					Idem
	— Mina Vîrghiş	Sf. Gheorghe	R.A.M.	„ 4000 „	Idem	Idem
8	**E. M. Caransebeş**					
	— Mina „1 Mai"	Caransebeş	Timişoara	„ 4700 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 170 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	
	— Mina Sinersig	Lugoj	Timişoara	„ 4300 „		Idem
9	**E. M. Ceptura**	Cricov	Ploeşti	„ 5000 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 44 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	Idem
10	**E. M. Cîmpulung**					
	— Mina Berevoieşti	Cîmpulung	Piteşti	„ 5000 „		
	— Mina Godeni	Cîmpulung	Piteşti	„ 5000 „		
	— Mina Jugur	Cîmpulung	Piteşti	„ 5000 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 73 buletine I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	
	— Mina Pescăreasa	Cîmpulung	Piteşti	„ 5000 „		
	— Mina Poenari	Cîmpulung	Piteşti	„ 5000 „		Idem
11	**E. M. Codlea**					
	— Mina Iarăşi	Stalin	Stalin	„ 4800 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 5 buletine de analize I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	Idem
12	Cuceşti-Urşi	Horezu	Piteşti	„ 4500 „	N.I. 19 a	Idem
13	**E. M. Derna-Tătăruş**					
	— Mina Borumlaca	Marghita	Oradea	„ 4700 „		
	— Mina Budoi	Marghita	Oradea	„ 4700 „		
	— Mina Derna	Marghita	Oradea	„ 4700 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 39 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	
	— Mina Tătăruş	Marghita	Oradea	„ 4700 „		
	— Mina Varaizi	Marghita	Oradea	„ 4700 „		
	— Mina Vărzari	Marghita	Oradea	„ 4700 „		Idem

14	**E. M. Dolceşti**					
	— Mina Mărgineanca	Pucioasa	Ploeşti	„ 4500 „	12 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 57)	Idem
	— Mina Stotînga	Pucioasa	Ploeşti	„ 4500 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 37 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	Idem
15	**E. M. Filipeştii de Pădure**	Cîmpina	Ploeşti	„ 5000 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 37 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	Idem
16	Hidişel	Oradea	Oradea	„ 4400 „	N.I.17/X.1952	Idem
17	Jolotca-Ditrău	Gheorghieni	R.A.M.	„ 4400 „	N.I.27/1.X.1952	Idem
18	**E. M. Ojasca**	Buzău	Ploeşti	„ 4700 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 118 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1953 — 1957)	Idem
19	**E. M. Rovinari**	Tg. Jiu	Craiova	„ 4400 „	20 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1956)	Idem
20	**E. M. Sălaj ul**					
	— Mina Bobota	Simleul Silvaniei	Oradea	„ 4500 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 43 buletine de analiză I.C.E.C.-I.C.E.M.I.N. (1954 — 1956)	Idem
	— Mina Chiejd	Simleul Silvaniei	Oradea	„ 4500 „		
	— Mina Sărmăşag	Simleul Silvaniei	Oradea	„ 4500 „		
	— Mina Ip	Simleul Silvaniei	Oradea	„ 4500 „		
21	**E. M. Schela**					
	— Mina Albeni-Cărbuneşti	Tg. Jiu	Craiova	„ 4400 „	Anteproiect N.I.—M.I.C.; Inst. Geologic buletin: 2547—2561/56; 2573—2576/56	Idem
22	Sighiştel	Beiuş	Oradea	„ 4500 „	N.I.12/1.X.1952	Idem
23	Tăuţii de Sus	Somcuţa Mare	Baia Mare	„ 4500 „	N.I.10/1.X.1952. Bulet. Comit. Geologic: 130—51; 132—51; 133—51; 139—51; 140—51.	Idem
24	Ursad-Beiuş	Oradea	Oradea	„ 4500 „	N.I.12-a/1.X.1952	Idem
25	Borsec	Topliţa	R.A.M.	„ 5400 „	N.I.21/1.X.1952. Bulet. Comit. Geol.: 1727/954; 1781/954; 1214/956; 1215/956; 1220/956.	Idem
26	**E. M. Comăneşti**					Cărbune brun mat (BM)
	— Mina Asău	Moineşti	Bacău	„ 5500 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi 5 buletine de analiză I.C.E.C. (1953 — 1954)	Idem
	— Mina Galion	Moineşti	Bacău	„ 5500 „		
	— Mina Leorda	Moineşti	Bacău	„ 5500 „		
	— Mina Lumina	Moineşti	Bacău	„ 5500 „		
	— Mina Rafira	Moineşti	Bacău	„ 5500 „		
27	Lunca Negreşti	Oaş	Baia Mare	„ 5400 „	N.I.20/1.X.1953	Idem
28	Lunca Bradului	Brad	Hunedoara	„ 5400 „	N.I.22./1.X.1952	Idem
29	**E. M. Sorecani**					Idem
	— Minâ Băgara	Huedin	Cluj	„ 5400 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" şi buletinele de analiză I.C.E.M.I.N.	
	— Mina Curturiş	Huedin	Cluj	„ 5400 „		
	— Mina Tămaşa	Huedin	Cluj	„ 5400 „		
	— Mina Ticu	Huedin	Cluj	„ 5400 „		
	— Mina Surduc	Huedin	Cluj	„ 5400 „		
30	**E. M. Tebea**	Brad	Hunedoara	„ 5300 „	Studiul „Prelevarea şi analiza completă a probelor de cărbune din toate straturile de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat din Ministerul Industriei Cărbunelui" elaborat de I.C.E.C. — 1953	Idem
31						
32	**E. M. Bratca**					
	— Mina Valea Măşcii	Alejd	Oradea	„ 5300 „	Buletin I.C.E.M.I.N. 62/E	Idem
	Valea Bolvaşniţei	Mehadia	Timişoara	„ 5300 „	N.I.19/1.X.1952	Idem

*) Comitetul Economic pentru Europa din cadrul Organizaţiei Naţiunilor Unite.

ANEXA II

Incadrarea huilelor din R. P. R. în clasificarea internațională potrivit normelor O. N. U. — C. E. E.

Nr. crt.	Exploatarea minieră	Incadrarea în clasificarea internațională			Caracteristici de	
		Numărul de probe cercetate	Numărul de cod	Clasa comercială	Aglutinare	Cocsificare
1	2	3	4	5	6	7
		I. Huilele din Valea Jiului				
1	E. M. Lonea	2	711	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
		3	611	VII		
		6	701	VII		
		1	601	VII		
		2	700	VII	Nu aglutinează	Nu cocsifică
		1	600	VII		
2	E. M. Petrila	6	711	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
		4	611	VII		
		10	701	VII		
		2	601	VII		
		1	600	VII	Nu aglutinează	Nu cocsifică
3	E. M. Aninoasa	5	711	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
		26	611	VII		
		1	701	VII		
		12	601	VII		
4	E. M. Vulcan	1	622	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică slab
		6	621	VI_b	Aglutinează moderat	Cocsifică foarte slab
		7	711	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
		63	611	VII		
		13	601	VII		
		1	700	VII	Nu aglutinează	Nu cocsifică
		4	600	VII		
5	E. M. Lupeni	11	635	V_c	Aglutinează puternic	Cocsifică excesiv
		11	634	V_c	Aglutinează puternic	Cocsifică bine
		6	624	V_d	Aglutinează moderat	Cocsifică bine
		25	623	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică moderat
		4	622	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică slab
		6	612	VI_b	Aglutinează slab	Cocsifică slab
		30	611	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
6	E. M. Uricani	4	623	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică moderat
		2	622	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică slab
		3	621	VI_b	Aglutinează moderat	Cocsifică foarte slab
		1	613	VI_b	Aglutinează slab	Cocsifică moderat
		5	612	VI_b	Aglutinează slab	Cocsifică slab
		12	611	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab

(Anexa II—continuare)

Nr. crt.	Exploatarea minieră	Incadrarea in clasificarea internațională			Caracteristici de	
		Numărul de probe cercetate	Numărul de cod	Clasa comercială	Aglutinare	Cocsificare
1	2	3	4	5	6	7
			II. Huilele din Banat			
1	E. M. Cozla	9	635	V_c	Aglutinează puternic	Cocsifică excesiv
		2	634	V_c	Aglutinează puternic	Cocsifică bine
2	E. M. Secul	2	635	V_c	Aglutinează puternic	Cocsifică excesiv
		2	535	V_c		
		1	634	V_c	Aglutinează puternic	Cocsifică bine
		3	534	V_c		
		1	435	V_b	Aglutinează puternic	Cocsifică excesiv
		1	524	V_d	Aglutinează moderat	Cocsifică bine
3	E. M. Anina Anina-Ponor	1	534	V_c	Aglutinează puternic	Cocsifică bine
		1	533	V_d	Aglutinează puternic	Cocsifică moderat
		1	623	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică moderat
		4	523	VI_a		
		3	622	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică slab
		1	522	VI_a		
		3	521	VI_b	Aglutinează moderat	Cocsifcă foarte slab
		1	612	VI_b	Aglutinează slab	Cocsifică slab
		13	611	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
		8	511	VII		
	Anina-Vest	1	634	V_c	Aglutinează puternic	Cocsifică bine
		2	534	V_c		
		2	633	V_d	Aglutinează puternic	Cocsifică moderat
		1	623	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică moderat
		6	523	VI_a		
		3	522	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică slab
		1	511	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
	Anina-Est (probe informative)	1	522	VI_a	Aglutinează moderat	Cocsifică slab
		1	611	VII	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
		1	511	VII		
	Anina-Stiolna	2	621	VI_b	Aglutinează moderat	Cocsifică foarte slab
4	E. M. Bigăr	1	311	III	Aglutinează slab	Cocsifică foarte slab
5	E. M. Doman	3	400	III	Nu aglutinează	Nu cocsifică
		4	300	III		
6	E. M. Baia Nouă	5	300	III	Nu aglutinează	Nu cocsifică
		2	200	II	Nu aglutinează	Nu cocsifica
7	E. M. Lupac	5	100 A	I	Nu aglutinează	Nu cocsifică
		3	100 B	I		

(Anexa II — continuare)

Nr. crt.	Exploatarea minieră	Incadrarea în clasificarea internațională			Caracteristici de	
		Numărul de probe cercetate	Numărul de cod	Clasa comercială	Aglutinare	Cocsificare
1	2	3	4	5	6	7
	III. Alte mine de huilă					
1	E. M. Codlea Minele. „1 Mai" „Holbav", „Muncitorul" și „Breitbach'	12 4	 700 800	VII } VII }	Nu aglutineaza	Nu cocsifică
2	E. M. Schela	4 8	100 A 000	1 } — }	Nu aglutinează	Nu cocsifică

Observație ; Anexa II de mai sus reprezintă de fapt numai un extras dintr-o tabelă generală, care cuprinde pe lîngă datele din anexă și precizări cu privire la locul de recoltare a fiecăreia din cele 426 de probe cercetate (sector, strat, bloc, orizont, abataj), caracteristicile analitice care indică prima cifră de cod (materii volatile și putere calorică superioară), caracteristicile de aglutinare care dau a doua cifră de cod (indicele de umflare liberă și indicele Roga) și caracteristicile de cocsificare care dau cifra a treia de cod (tipul de cocs după Gray-King și indicele dilatometric după K.B.S.), adică un total aproximativ de 2500 rezultate în plus.

Tabela în chestiune fiind de proporții mult prea mari nu poate fi reprodusă în revistă, este însă ținută la dispoziția cititorilor pentru consultare atît la redacția „Revistei Minelor" cît și la ICEMIN—București.

(maximul posibil) pînă la slab și caracteristici de cocsificare de la excesiv (maximul posibil) pînă la foarte slab.

Trebuie remarcată calitatea superioară a huilei din stratele 7 și 8 de la Anina-Ponor.

b) ANINA-VEST a fost cercetată pe 16 probe și cuprinde numerele de cod: 634, 534, 533, 623, 523, 522, 511, încadrîndu-se în clasele comerciale Vc (20%), Vd (20%), VIa (54%) și VII (6%), cu caracteristici de aglutinare de la puternic (maximul posibil) pînă la moderat și caracteristici de cocsificare de la excesiv (maximul posibil) pînă la moderat. Clasa VII reprezentată printr-o singură probă din cele 16 probe cercetate poate să nu fie luată în considerație, fiind o excepție.

Trebuie scoasă în evidență calitatea superioară a huilei de la Anina-Vest.

c) Anina-Stiolna nu a fost cercetată decît pe 2 probe considerate suficiente și se încadrează la limita superioară a clasei comerciale VIb (număr de cod 621) fiind clasificată ca „moderat aglutinantă — slab cocsificabilă".

d) Anina-Est este reprezentată prin numai 3 probe din care una are număr de cod 522 (clasa comercială VIa) fiind calificată ca „moderat aglutinantă și slab cocsificabilă" ; celelalte două probe au numerele de cod 511 și 611, încadrîndu-se în clasa comercială VII cu însușire de „aglutinare slabă — cocsificare foarte slabă".

Se menționează în mod special că zona Anina-Est este aproape epuizată și că aceste 3 probe au fost recoltate din locuri de muncă părăsite de mai multă vreme (oxidate) cercetarea lor fiind făcută numai în scop statistic.

4. E. M. — BIGER. — Mina fiind închisă, a fost recoltată și cercetată o singură probă care are numărul de cod 311, făcînd astfel parte din clasa comercială III, cu calificativul „aglutinează slab — cocsifică foarte slab".

5. E. M.—DOMAN. — Cercetările făcute potrivit normelor ONU—CEE asupra 7 probe de huilă, arată că primele 4 probe au numărul de cod 300, iar celelalte 3 probe numărul de cod 400. Toate probele se încadrează în clasa comercială III, sînt deci calificate ca „neaglutinante — necocsificabile".

6. E. M. BAIA-NOUĂ. Au fost recoltate și cercetate potrivit normelor ONU 7 probe de huilă, din care 5 probe au numărul de cod 300 și se încadrează în clasa comercială III, deci „nu aglutinează — nu cocsifică" ; celelalte două probe au numărul de cod 200, se încadrează în clasa comercială II, și deasemenea „nu aglutinează și nu cocsifică".

7. E. M.—LUPAC. Din această mină au fost recoltate și cercetate 8 probe de huilă, din care 5 au numărul de cod 100A și 3 probe au numărul de cod 100B. Toate probele se încadrează în clasa comercială I, adică „nu aglutinează — nu cocsifică".

Concluzii privind huilele din Banat

1. Potrivit normelor ONU, toate minele din Banat enumerate mai sus produc huilă.

2. Huila Cozla este calitativ cea mai bună din țară, fiind totodată foarte uniformă, încadrîndu-se în clasa comercială. V_c. Prezintă însă neajunsul unui mare conținut de sulf (S^{mc}=4,5%)

Huila Secul este calitativ identică cu huila Cozla, fiind mai puțin uniformă și încadrîndu-se în clasele comerciale V_c și V_b. Prezintă avantajul unui conținut scăzut de sulf (cca 1%).

Huila Anina este foarte variată calitativ. Cea mai bună este huila Anina-Vest din care cca 40% corespunde huilei Secul (clasa V_c) cu însușiri de aglutinare-cocsificare excepționale, urmată în ordinea descrescîndă a calității de Ponor stratele 7 și 8, Anina-Stiolna, Anina-Est și Ponor stratele 1, 2, 3 și 6.

O clasificare exactă ca aceasta nu a fost posibilă decît pe baza criteriilor ONU—CEE. Clasificarea STAS 3632—52 încadrează cărbunele Anina ca huilă de cocs fără nici o altă precizare, ceea ce este cu totul insuficient.

— Huilele Doman, Bigăr şi Baia-Nouă nu au putut fi clasificate precis pe baza criteriilor analitice din STAS 3632—52, care le încadrează în această ordine ca huile slabe degresate.

Potrivit criteriilor ONU—CEE ordinea calitativ descrescîndă a acestor huile din punctul de vedere al însuşirilor de cocsificare este Bigăr-Doman-Baia Nouă.

— Huila Lupac este superioară ca grad de încarbonizare huilelor Bigăr-Doman-Baia Nouă, neprezentînd nici un fel de însuşiri de aglutinare-cocsificare, corespunzînd potrivit STAS 3632—52 unei huile antracitoase.

III. ALTE HUILE DIN R.P.R.

1. E. M.—CODLEA. În clasificarea naţională a R.P.R. potrivit STAS 3632—52, cărbunele Codlea aparţine clasei cărbunelui brun, grupa cărbune brun cu luciu smolos (marca BS). Potrivit normelor internaţionale, fără a avea vreo însuşire de aglutinare-cocsificare se încadrează în clasa huilelor datorită numai puterii calorice superioare Qs > 5700 kcal/kg.

Din cele 16 probe cercetate, 12 au număr de cod 700 şi 4 probe număr de cod 800. Toate 16 probe se încadrează în clasa comercială VII cu calificativul „nu aglutinează — nu cocsifică".

Se poate considera că acest cărbune se încadrează în clasa huilelor numai datorită delimitării ei neprecise de clasa cărbunilor bruni.

2. E. M.—SCHELA. Au fost recoltate şi cercetate 12 probe din producţia curentă, din care 4 au numărul de cod 100A şi 8 au numărul de cod 000, ceea ce corespunde unui conţinut de materii volatile sub 3%. Primele 4 probe se încadrează în clasa comercială I, celelalte 8 probe se încadrează în clasa „0", calificativul fiind: „nu aglutinează — nu cocsifică".

Cu aceasta se încheie încadrarea huilelor din R.P.R. în clasificarea internaţională. Exploatările miniere nemenţionate aci produc cărbune brun-lignit.

CONCLUZII GENERALE

Încadrarea huilelor din R.P.R. în clasificarea internaţională elaborată de Comitetul Economic pentru Europa de pe lîngă Organizaţia Naţiunilor Unite în sensul creării celor două clase de cărbune şi anume: cărbuni bruni — ligniţi şi huile în general şi mai ales clasificarea huilelor pe baza criteriilor internaţionale în special, aduce un aport însemnat la cunoaşterea naturii cărbunilor din ţara noastră.

Clasificarea potrivit criteriilor din STAS 3632—52 pentru R.P.R. precum şi criterii similare valabile în alte ţări — aşa-numitele clasificări naţionale — nu au putut asigura decît o clasificare generală şi neprecisă a huilelor, poate valabilă în ţările respective, departe însă de a putea asigura o înţelegere pe plan internaţional.

Din acest punct de vedere clasificarea internaţională a huilelor potrivit normelor ONU permite compararea diferitelor tipuri de huile pe baza de criterii comune stabilite prin metode de lucru tipizate.

În tratatele comerciale între ţări sau în contractele între producători şi consumatori se va putea preciza fără echivoc calitatea huilei. Totodată clasificarea internaţională va uşura mult împărţirea huilelor în funcţie de scopurile în care urmează să fie folosite, rezultatele cercetărilor în laborator sau din industrie devenind mai uşor comparabile. De asemenea statisticile naţionale sau internaţionale privind huilele vor putea fi întocmite mai amănunţit, mai simplu şi mai limpede.

Socotim că lucrarea de faţă, cu toate că este completă, nu are o valabilitate nelimitată şi că trebuie completată continuu cu caracteristicile huilelor din locuri de muncă noi, etc.

Din comunicările institutelor de cercetări de specialitate de peste hotare, nu s-a înregistrat pînă în prezent o lucrare care să cuprindă încadrarea tuturor zăcămintelor de huile din ţara respectivă în clasificarea internaţională, cum este cazul în lucrarea de faţă, ci numai articole privind metodele de lucru folosite pentru stabilirea parametrilor de clasificare.

Din acest punct de vedere meritul revine în primul rînd Departamentului Cărbune şi Minereuri din cadrul Ministerului Industriei Grele, care a dat posibilitatea prin mijloacele puse la dispoziţie, pentru executarea lucrării de faţă.

Bibliografie

[1] Ammosov I. I.: *Metodă de caracterizare a criteriilor de clasificare a huilelor.* I.A.N., S.S.S.R. nr. 8, 1951.

[2] Barbu I.: *Despre standardizarea, clasificarea şi codificarea cărbunilor din ţara noastră,* Buletinul de Standardizare nr. 8/1951, pag. 359—366.

[3] Bangham D. H. şi Berkovitz N.: *Deformaţia plastică şi legătura reciprocă a particulelor fine de cărbune.* Fuel Research nr. 50, 1947,, pag. 86—93.

[4] Breitenstein,, I.: *Tendinţe de stabilire a metodelor internaţionale de analiză a huilelor.* Gas-Wasser-Wärme, noiembrie 1953.

[5] Cassan, H.: *Réflexions sur le projet de classification internationale des charbons.* Chaleur et Industrie, 35, 222/230, august 1954.

[6] Cassan, H.: *La normalisation des essais relatifs aux combustibles solides (but, utilité, contingences, limites).* Chaleur et Industrie, 35, 75—78, 1954, martie.

[7] *CEE-Comité du Charbon: Classification internationale par nature des charbons ayant un pouvoir calorifique brut inferieur* de 5700 kcal/kg COAL/CWP/8, octombrie 1957.

[8] *CEE-Comité du charbon: Classification internationale des lignites par nature,* COAL/CWP/6, mai 1957.

[9] *CEE-Comitetul de cărbune: Raportul delegaţiei italiene relativ la sistemul de clasificare a cărbunilori bruni şi a ligniţilor,* COAL/CWP/111, septembrie 1957.

[10] *CEE-Comitetul de cărbune: Raportul delegaţiei cehoslovace privitor la sistemul internaţional de clasificare a cărbunilor bruni şi a ligniţilor,* COAL/CWP/106, iunie 1955.

[11] *CEE-Coal Commitee: Proposal for an international scientific system of hard coal classification,* COAL/CWP/44, ianuarie 1953.

[12] *CEE-Comité du charbon: Utilisation ratonelle des ressources européenes du charbon pour la cokefation.* COAL/UWP/1, iulie 1956.

[13] CERCHAR: *Rapport sur l'activité du centre.* 1953.

[14] Demann, Radmacher şi Mantel: *Die internationale Klassifikation der Steinkohlen,* Brennstoff-Chemie 35 (1954) pag. 129—143.

[15] Desalit, G. I.: *Curs de tehnologie cocsochimică,* Harkov-Moscova 1947.

[16] DIN 51720: *Bestimmung des Gehaltes an flüchtigen Bestandteilen und der Tiegelausbeute.*

[17] DIN 51708: *Bestimmung der Verbrennungswärme und des Heizwertes.*

[18] DIN 51739: *Bestimmung des Kokungsgrades von Steinkohle nach dem Dilatometerverfahren.*

[19] DIN 23003: *Internationales Klassifikations-System für Steinkohlen.*

[20] DIN 51741: *Feste Brennstoffe—Bestimmung des Blähgrades von Steinkohle.*

[21] Duinea, D. N.: *Indici principali de clasificare a huilelor, modul lor de interpretare şi ultimele clasificări ale acestora.* Buletinul Informativ ICEMIN, iulie 1957, pag. 5—30.

[22] Duinea, D. N.: *Consideraţiuni asupra metodelor de cercetare a huilelor,* Revista Minelor nr. 3/1958.

[23] Echterhoff, H.: *Neue Methoden zur Beurteilung der Verkokbarkeit von Kohlen.* Brennstoff-Chemie 35 (1954) noiembrie 22/22, pag. 345.

[24] Fernandéz, J. B. E.: *Contribucion a la tecnica operatoria del ensayo en el dilatometre Audubert-Arnu,* Bul. Inf. Instit. Nac. Carbón, 3, 33—43, iulie 1954.

[25] W. Francis: *Coal,* London 1953.

[26] Georgiadis, C. şi Gaillard G.: *Recherches sur le mécanism de la plasticité et de la pyrolyse des houilles.* Chaleur et Industrie, 1956, 37, nr. 374, septembrie 247—258.

[27] GOST 147—54: *Cărbuni bruni, huile şi antraciţi.* Determinarea puterii calorice.

[28] GOST 1186—48: *Determinarea caracteristicilor plastometrice ale huilelor după L. M. Sapojnicov.*

[29] GOST 6382—52: *Cărbuni bruni, huile şi antraciţi. Determinarea materiilor volatile.*

[30] Götte şi Misra: *Dilatationsversuche zur Kennzeichnung des Verkokungsverhaltens von Steinkohle,* Aachener Blätter (1955) pag. 129—143.

[31] Granval, J. H.: *Sur une représentation de la plasticité des houilles fondues.* Chaleur et Industrie. 35, 198—204 (1954) iulie.

[32] Gruson, G.: *Zur Klassifikation der Steinkohlen,* Bergbautechnik, 6 (1956) nr. 10, pag. 534—543 şi nr. 11 pag. 592—595.

[33] Hoffmann, E.: *Die Bestimmung der Bildsamkeit von Steinkohle nach der Dilatometer-Methode.* Öl und Kohle 40 (1944) nr. 31/32 pag. 531 şi nr. 33/34 pag. 581.

[34] Ionescu, M. N. şi P. L. Badea: *Analize de cărbune de la ICS-uri în vederea revizuirii STAS-urilor şi clasificării zăcămintelor.* Studiu de etapă şi colecţie de 149 buletine de analiză-ICEC, 1953. (nepublicat).

[35] Ionescu M. N. şi P. L. Badea: *Analiza chimico-tehnică a probelor de colectare prin lucrări de cercetare şi explorare efectuate de ISEC.* Studiu de etapă şi colecţie de 101 buletine de analize. ICEC, 1953 .nepublicat).

[36] Ionescu, M. N. şi N. D. Duinea: *Studii asupra cărbunilor cocsificabili din R.P.R.* Revista Standardizarea, nr. 2, pag. 83—87 şi nr. 3, pag. 121—131. 1958.

[37] Ionescu, M. N. şi A. Procopiu: *Studiu analitic al cărbunilor pentru ICS-uri şi SRC în vederea revizuirii STAS-urilor şi clasificării zăcămintelor de cărbune.* Studiu de etapă şi colecţie de 198 buletine de analiză-ICEC, 1954 (nepublicat).

[38] Ionescu, M. N. şi A. Procopiu: *Studiu analitic al probelor de cărbune rezultate din lucrările de sondaj efectuate de ISEC.* Studiu de etapă şi colecţie de 163 buletine de analiză-ICEC, 1954 (nepublicat).

[39] Ionescu M. N. şi B. Kirmaier: *Analize de cărbune pentru IC-uri în vederea revizuirii STAS-urilor şi clasificării cărbunilor.* Studiu de etapă şi colecţie de 280 buletine de analiză-ICEC, 1955 (nepublicat).

[40] Ionescu M. N. şi B. Kirmaier: *Analiza probelor de cărbune rezultate din lucrări de sondaje şi explorări efectuate de ISEC.* Studiu de etapă şi colecţie de 417 buletine de analiză-ICEC, 1955 (nepublicat). 6

[41] Ionescu M. N. şi B. Kirmaier: *Studiu analitic al cărbunilor pentru întreprinderile carbonifere, în vederea clasificării zăcămintelor şi revizuirii STAS-urilor.* Colecţie de 294 buletine de analiză ICEMIN, 1956 (nepublicat).

[42] Ionescu M. N. şi B. Kirmaier: *Studiu analitic al cărbunilor proveniţi din lucrările de explorare executate de Trustul de Explorări Carbonifere.* Colecţie de 423 buletine de analiză — ICEMIN, 1956 (nepublicat).

[43] Ionescu M. N. şi B. Kirmaier: *Studiu analitic al cărbunilor pentru întreprinderile carbonifere în vederea clasificării zăcămintelor şi revizuirii STAS-urilor.* Colecţie de 223 buletine de analiză-ICEMIN, 1957 (nepublicat).

[44] Ionescu M. N. şi B. Kirmaier: *Studiu analitic al cărbunilor proveniţi din lucrările de explorare executate de Trustul de Explorări Carbonifere.* Colecţie de 434 buletine de analiză-ICEMIN, 1957 (nepublicat).

[45] Ionescu M. N. şi I. Calistrat: *Prelevare şi analiză completă a probelor de cărbune din toate stratele de cărbune din R.P.R. în curs de exploatare în sectorul de stat al MIC.* Studiu de etapă. ICEC 1953 (nepublicat).

[46] Ionescu M. N. şi N. D. Duinea: *Studiu analitic al însuşirilor de cocsificare a zăcămintelor carbonifere din Valea Jiului în curs de explorare şi exploatare, cu delimitarea zonelor de cărbuni cocsificabili şi cărbuni consideraţi azi ca necocsificabili (energetici).* Studiu de etapă ICEC-1953 (nepublicat).

[47] Ionescu M. N. şi N. D. Duinea: *Studiul analitic şi al însuşirilor de cocsificare a cărbunilor din V. Jiului.* Studiu documentar — ICEC, 1954 (nepublicat).

[48] Ionescu M. N. şi N. D. Duinea: *Studiul analitic al cărbunilor din Valea Jiului pe zăcăminte şi straturi în curs de explorare şi deschidere din punctul de vedere al proprietăţilor de cocsificare.* Studiu de etapă-ICEC, 1954 (nepublicat).

[49] Ionescu M. N. şi N. D. Duinea: *Studiul cărbunilor din Valea Jiului pe strate în curs de exploatare din punctul de vedere al proprietăţilor de cocsificare.* Studiu de etapă ICEC-1954 (nepublicat).

[50] Ionescu M. N. şi N. D. Duinea: *Studiul cărbunilor de la I. C. Vulcan pe strate şi blocuri din punct de vedere analitic şi al însuşirilor de cocsificare.* Studiu de etapă, ICEMIN-Bucureşti 1955 (nepublicat).

[51] Ionescu M. N.: *Incadrarea cărbunilor din R.P.R. în prevederile STAS 3632—52,* ICEC 1955 (nepublicat).

[52] Ionescu M. N. şi N. D. Duinea: *Studiul cărbunilor de la Lupeni, Uricani, Vulcan şi Aninoasa pe straturi şi blocuri din punct de vedere analitic şi al însuşirilor de cocsificare.* Studiu de etapă, ICEMIN-Buc. 1956 (nepublicat).

[53] Ionescu M. N. şi N. D. Duinea: *Studiul însuşirilor fizico-chimice ale cărbunilor din Bazinul Banatului.* Studiu de etapă, ICEMIN-Bucureşti 1957 (nepublicat).

[54] Ionescu M. N. şi H. Haider: *Studiul însuşirilor fizico-chimice pe blocuri şi straturi ale cărbunilor de la minele Aninoasa şi Vulcan* (stratele 3 şi 5). Studiu de etapă, ICEMIN-Bucureşti 1957 (nepublicat).

[55] Ionescu M. N. şi N. D. Duinea: *Incercări pentru delimitarea cărbunilor bruni de huile la clasificarea lor,* Revista Minelor nr. 2/1958, pag. 87—92.

[56] King I. G.: *International methods of coal analysis.* Coke and Gas, 16, 1954, pag. 55—60.

[57] King I. G.: *International methods of analysis of solid fuels.* Coke and Gas, nr. 195, vol. 17, aug. 1955, pag. 305—311.

[58] Lowry, H. H. & Brewer R. E.: *Chemistry of coal utilization, capit. „Plastic, agglutinating and swelling properties of coals,* pag. 160—309, *New-York — London, 1845, Willey & Sons.*

[59] Lowry, H. H. şi Harold Rose: *Chemistry of coal utilization, capit. Classification of coals,* pag. 25—85, New-York — London, 1945.

[60] Laskowski şi Roga: *Clasificarea combustibililor naturali.* Comunicatul nr. 60 al Institutului Central de Mine, Stalinogrod, 1950.

[61] Mantel, W.: *Die für die internationale Klassifikation der Steinkohlen erforderliche Untersuchungsverfahren,* Brennstoff-Chemie 35 (1954), pag. 136—143.

[62] Mantel, W.: *Über die Zerzetzung der flüchtigen Bestandteile der Steinkohle,* Brennstoff-Chemie 36, 1955, pag. 26.

[63] MF—M—03—004; *Détérmination des matières volatiles.*

[64] MF—M—03—005; *Détermination du pouvoir calorifique.*

[65] Müller-Graf: *Technologie der Brennstoffe,* Viena 1953

[66] ONU-Economic commission for Europe: *International classification of hard coals by type,* Geneva, august 1956.

[67] Pohalok, F. L.: *Proiectul clasificării ştiinţifice internaţionale a huilelor,* Standandizaţia nr. 3, 1955.

[68] PN/C — 04332—1952: *Determinarea indicelui de aglutinare după Roga.*

[69] PN/G 97003—1955: *Clasificarea huilelor.*

[70] Radmacher, W.: *Die internationale Klassifikation der Steinkohlen.* Brennstoff-Chemie 35 (1954), vol. 9/10 pag. 130—136 şi 136—143.

[71] STAS 3632—52: *Cărbuni naturali din R.P.R.* — Clasificare.

[72] STAS 398—56: *Combustibili solizi — Simboluri pentru caracteristici şi factori pentru recalcularea rezultatelor analizei.*

[73] STAS 5266—56: *Combustibili solizi — Determinarea indicelui de umflare şi a gradului de aglutinare al cărbunelui.*

[74] STAS 5268—56: *Combustibili solizi — Determinarea materiilor volatile, a cocsului şi a cărbunelui fix.*

[75] STAS 5269—56: *Combustibili solizi — Determinarea puterii calorice.*

[76] Swietoslawski W.: *Fizico-chimia huilelor şi a procesului de cocsificare,* Editura P.W.T., Varşovia, 1953.

[77] Ulrich F.: *Consideraţii asupra metodelor de cercetare a proprietăţii de cocsificare a cărbunelui,* Gas un Wasserfach, 17, 1955.

[78] * * * *Bericht der Expertengruppe über die Arbeiten der Festlegung einer Grenzlinie zwischen Steinkohlen und Braunkohlen-Ligniten,* Freiberg/Sa (R.D.G.), 1957.

Precizia azimutelor şi a coordonatelor în poligonaţii şi reţele de triangulaţii după compensare

Prof. ing. **I. Bonea**

Una dintre problemele care preocupă pe inginerul topograf şi geodez şi, în special, pe topograful minier — care are de executat străpungeri subterane — este de a şti precizia cu care s-au determinat azimutele şi coordonatele punctelor într-o poligonaţie sau reţea de triangulaţie oarecare. De fapt precizia unei măsurători se caracterizează prin eroarea ce se face la ridicare (dacă eroarea este mică, atunci precizia este mare şi invers).

Determinînd eroarea elementelor măsurate şi compensate deci eroarea după compensare, putem face un antecalcul de străpungere, obţinînd abaterea probabilă longitudinală şi transversală.

Calculul erorii, înainte de a face compensarea, a fost prezentat în articolul publicat în Revista Minelor, nr. 5/1956.

In cazul cînd compensările se fac strict după metoda Gauss, atît la poligonaţii, cît şi la triangulaţii, se pot determina, atît la orientări, cît şi la coordonate, prin formulele cunoscute. (Se determină ponderea unei funcţii după compensare cu relaţia $\frac{1}{P_F} = \frac{ff}{p}\Big] \cdot r$ şi apoi eroarea medie $M_F \frac{m_0}{P_F}$ în care:

$$m_0 = \sqrt{\frac{[p \cdot vv]}{r}};$$

r = numărul ecuaţiilor de condiţie.

Aceste calcule atît de compesare, cît şi de stabilirea erorii după metoda Gauss, sînt foarte laborioase şi necesită în afară de cunoştinţe speciale şi mult timp.

In practică, însă, în special la poligonaţii se renunţă la metoda de compensare Gauss şi chiar la triangulaţii de ordin inferior; de cele mai multe ori, se face compensarea după Brönimann şi nu după Gauss. Metodele practice de compensare, după cum se ştie, sînt mai simplu de efectuat şi necesită calcule incomparabil mai puţine. Evident, însă, mai puţin riguroase decît metoda Gauss.

Intrucît nu există formule pentru stabilirea erorilor după compensare — cînd aceasta s-a făcut după metode practice — vom căuta să dăm cîteva formule simple, cu ajutorul cărora să se calculeze uşor şi rapid erorile după compensare.

Din motive uşor de înţeles, vom începe cu poligonaţia sau drumuirea.

A. Precizia la poligonaţii

După cum se ştie, poligonaţiile sînt de mai multe feluri şi anume:

1) poligonaţii flotante sau suspendate;

2) poligonaţii sprijinite pe puncte de triangulaţie şi cu vize îndepărtate;

3) poligonaţii sprijinite pe puncte de triangulaţie şi fără vize îndepărtate (poligonaţie minieră, cum am denumit-o).

Ne vom ocupa de cazul 2, adică de poligonaţii sprijinite pe puncte de triangulaţie şi cu vize îndepărtate, la care se fac compensări atît pe azimute, cît şi pe coordonate (de cazul 1 al poligonaţiilor flotante ne-am ocupat în articolul publicat în Revista Minelor nr. 5/1956).

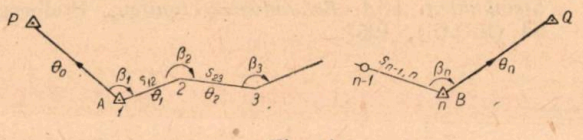


Fig. 1

Fie, deci, în cazul 2 poligonaţia de mai sus (fig. 1), din care se vede că poligonaţia este încadrată între punctele de triangulaţie A şi B, care au fost şi numerotate, respectiv, cu 1 şi n; iar vizele îndepărtate sînt de la A la P şi de la B la Q. Coordonatele punctelor de triangulaţie A, B, P şi Q sînt cunoscute.

Unghiurile $\beta_1, \beta_2 \ldots \beta_n$, cît şi laturile s_{12}, s_{23}, $S_{n-1,\,n}$ au fost măsurate cu erorile medii respective $m_0\beta_1 = m_0\beta_2 = \ldots m_0\beta_n = m_{o\beta}$ la unghiuri şi $m_{s\,12}, m_{s\,23} \ldots m_{s\,34}$ etc., la laturi.

1. *Determinarea erorii de azimut*

Dacă se notează cu θ_i azimutul unei laturi oarecare din poligonaţie, atunci avem:

$$\theta_i = \theta_0 + \beta_1 + \beta_2 + \ldots + \beta_i - i \cdot 180^0$$

Considerînd că θ_0 nu are nici o eroare, adică $m_{\theta o} = 0$ şi că eroarea de măsurătoare la unghiurile β este aceeaşi pentru toate şi pe care o notăm cu $m_{o\beta}$ şi este funcţie de modul cum s-a făcut măsurătoarea şi, mai ales, de precizia instrumentului ales, această eroare $m_{o\beta}$ o putem calcula în mod efectiv din eroarea de închidere W_β a poligonaţiei (W_β — eroarea de închidere unghiulară sau pe azimut).

Dacă am constatat că:

$$\theta_0 + \beta_1 + \beta_2 + \ldots + \beta_n - \theta_n - n \cdot 180^0 = W_\beta$$

şi dacă notăm erorile făcute la măsurarea unghiurilor β respectiv v_1, $v_2 \ldots v_n$ va trebui să avem:

$$v_1 + v_2 + \ldots + v_n + W_\beta = 0.$$

Fiind o singură ecuaţie de condiţie, avem:

$$[aa] \cdot k + W_\beta = 0;\ k = -\frac{W_\beta}{n} \text{ şi } v_1 = v_2 = v_n = \frac{-W_\beta}{n}$$

şi deci:

$$m_{o\beta} = \pm\sqrt{\frac{[v \cdot v]}{r}}$$

r — numărul condiţiei, $r = 1$

$$m_{o\beta} = \pm\sqrt{n \cdot \left(\frac{W_\beta}{n}\right)^2} = \pm\frac{W_\beta}{n}$$ ($m_{o\beta}$ — este eroarea medie a unghiului β)

Eroarea unei direcţii înainte de compensare se poate lua simplu $m_{\theta i} = m_{o\beta} \cdot \sqrt{i} = \pm\frac{W_\beta}{\sqrt{n}} \cdot \sqrt{i}$

i = numărul unghiurilor măsurate pînă la direcţia i.

Se vede uşor că din relaţia:

$\theta_i - \theta_0 + \beta_1 + \beta_2 + \ldots + \beta_i$ prin derivare şi luarea erorilor patratice, se obţine formula anterioară.

Dacă considerăm că şi azimutul iniţial are o eroare medie $m_{o_{\theta o}}$, atunci putem scrie:

$$m_{\theta i} = \pm\sqrt{m^2_{o_{\theta o}} + i\, m^3_{o\beta}}$$ (eroare înainte de compensare).

Eroarea după compensare a direcţiei θ_i, pe care o notăm cu $m_{\theta i}$, este dată de relaţia:

$$m_{\theta i} = \pm\frac{W_\beta}{\sqrt{n}} \cdot \sqrt{\frac{i\,(n-i)}{n}} = \pm\frac{W_\beta}{n} \cdot \sqrt{i\,(n-i)}$$

pe care am dedus-o cu ajutorul ponderei P, a funcţiunii de azimut.

În concluzie avem:

$$m_{o\beta} = \frac{W_\beta}{\sqrt{n}}$$ ($m_{o\beta}$ = eroarea medie a unghiului β).

$$m_{\theta i} = \frac{W_\beta}{\sqrt{n}} \cdot \sqrt{i}$$ ($m_{\theta i}$ = eroarea unui azimut înainte de compensare).

$$m_{\theta i} = \frac{W_\beta}{n} \cdot \sqrt{i\,(n-i)}$$ ($M_{\theta i}$ = eroarea azimutului după compensare).

N.B. Un azimut oarecare se poate calcula sau de la A către B, sau de la B către A.

De exemplu, să luăm $n = 8$ şi vrem să calculăm precizia orientării θ_i în care:

$i = 5$, dacă facem măsurătoarea de la A la B sau

$i = 3$ dacă facem măsurătoarea de la B la A.

$$M_{\theta 5} = \frac{W_\beta}{8} \cdot \sqrt{5\,(8-5)} = \frac{W_\beta}{8} \cdot \sqrt{5 \cdot 3}$$

$$M_{\theta 3} = \frac{W_\beta}{8} \cdot \sqrt{3\,(8-3)} = \frac{W_\beta}{8} \cdot \sqrt{3 \cdot 5}$$

după cum se vede dă același rezultat, ceea ce era și normal, fiind vorba de aceeași direcție.

Eroarea maximă se obține pentru direcția de la mijloc, adică: $i = \frac{n}{2}$ dă:

$$m_0 = \frac{W_\beta}{8} \cdot \sqrt{4 \cdot 4} = \frac{W_\beta}{2}$$

2. *Eroarea la coordonate*

Dacă se notează cu W_x și W_y neînchiderile pe coordonate și cu v_{xi} și v_{yi} erorile respective ale diferențelor de coordonate $\Delta X_i = X_i - X_{i-1}$ și $\Delta Y_i - Y_{i-1}$ și dacă luăm pentru coeficienții de greutate $p_{xi} = p_{yi} = \frac{1}{S_i}$ în care $s_i = s_{i-1,\, i}$, adică distanța dintre punctul $i-1$ și punctul i.

Se mai poate lua $p_{xi} = \frac{1}{\Delta X_i}$ $p_{yi} = \frac{1}{\Delta Y_i}$.

Dacă calculul coordonatelor s-a făcut cu orientările compensate, atunci putem avea în mod analog cu orientările :

$$\left[\frac{a\,a}{p}\right] K_x + W_x = 0 \quad \text{avînd} \quad [v_{xi}]\frac{n}{1} + W_x = 0$$
$$\left[\frac{a\,a}{p}\right] K_y + W_y = 0 \quad \text{avînd} \quad [v_{yi}]\frac{n}{1} + W_y = 0 \qquad (1)$$

înlocuind în formulele de mai sus pe $p_{xi} = p_{yi} = \frac{1}{S_i}$ obținem:

$$[s] K_x + W_x = 0\,; \quad K_x = -\frac{W_x}{[s]}$$

în care $[s]\frac{n}{1} = \sum_1^n s_i$ (1')

$$[s] K_y + W_y = 0\,; \quad K_y = -\frac{W_y}{[s]}$$

$$V_{xi} = \frac{a_i}{p_i} K_x = -\frac{s_i W_x}{[s]}$$

$$V_{yi} = \frac{a_i}{p_i} K_y = -\frac{s_i W_y}{[s]}$$

$$m_{ox} = \pm\sqrt{\frac{[p\,v\,v]}{r}} = \pm\sqrt{\frac{W_x^2}{[s]}} = \pm\frac{W_x}{\sqrt{[s]}} \quad r = 1$$

$$\frac{1}{P_{xi}} = \left[\frac{ff}{p}\cdot 1\right] = [s]_2^i - \frac{[s]_2^{i^2}}{[s]_2^n} = [s]\,\frac{i}{2}\left([s]\frac{n}{2} - [s]_2^i\right)$$

Dacă facem notația simplificată:

$$[s]\frac{i}{2} = s_2 + s_3 + \ldots + s_i = S_i \text{ și } [s]_2^n = s_2 + s_3 + \ldots + s_n = S_n$$

și deci:

$$M_{xi} = \frac{m_{ox}}{\sqrt{P_x}} = \frac{W_x}{\sqrt{S_n}} \cdot \sqrt{\frac{S_i(S_n - S_i)}{S_n}} = \frac{W_y}{S_n}\sqrt{S_i(S_n - S_i)}$$

α)

$$M_{yi} = \frac{m_{oy}}{\sqrt{P_y}} = \frac{W_y}{\sqrt{S_n}} \cdot \sqrt{\frac{S_i(S_n - S_i)}{S_n}} = \frac{W_y}{S_n}\sqrt{S_i(S_n - S_i)}$$

în care :

$$m_{ox} = \frac{W_x}{\sqrt{S_n}} \quad \text{și} \quad m_{oy} = \frac{W_y}{\sqrt{S_n}}.$$

Formulele α de mai sus se pot simplifica și mai mult, dacă considerăm că:

$s_2 = s_3 = \ldots s_n = s$ și în acest caz avem:
$S_n = (n-1)\,s \qquad S_i = (i-1)\,s$

și deci formulele α devin:

β)
$$M_{xi} = \frac{W_x}{n-1}\sqrt{(i-1)\,(n-i)}$$
$$M_{yi} = \frac{W_y}{n-1}\sqrt{(i-1)\,(n-i)} \qquad i = 2,3 \ldots n$$

Formulele α, și β, sînt valabile pentru cazul că am face calculul de la A la B, sau invers.

Eroarea coordonatelor înainte de compensarea lor, cu remarca făcută anterior, că se calculează cu azimute compensate, se poate obține, după cum urmează :

Fie :

$$X_i = X_A + \Delta X_2 + \Delta X_3 + \ldots \Delta X_i$$
$$Y_i = Y_A + \Delta X_2 + \Delta X_3 + \ldots \Delta X_i$$

$$m_{xi} = m_1^2 = m_2^2 + \ldots m_i^2 = \pm m_{ox} \cdot \sqrt{\left[\frac{1}{p}\right]} = m_{ox}\sqrt{[S]_2^i} = m_{ox}\sqrt{S_i}$$

$$m_{yi} = m_1^2 + m_2^2 + \ldots m_i^2 = \pm m_{oy} \cdot \sqrt{\left[\frac{1}{p}\right]} = m_{oy}\sqrt{[S]_2^i} = m_{oy}\sqrt{S_i}$$

în cazul că $s_2 = s_3 \ldots s_n = s$ formulele α devin

$$m_{xi} = \frac{W_x}{\sqrt{n-1}} \cdot \sqrt{(i-1)} \quad m_{yi} = \frac{W_y}{\sqrt{n-1}}\sqrt{(i-1)} \qquad \begin{matrix} S_i = (i-1)\,s \\ S_n = (n-1)\,s \end{matrix}$$

Valorile lui m_{ox} și m_{oy} sînt:

$$m_{ox} = \frac{W_x}{\sqrt{S_n}}\,; \quad m_{oy} = \frac{W_y}{\sqrt{S_n}} \text{ sau } m_{ox} = \frac{W_x}{\sqrt{s\,(n-1)}} \quad m_{oy} = \frac{W_y}{\sqrt{s\,(n-1)}}$$

$n - 1$ = numărul de laturi în poligonație cu n puncte;

$i - 1$ = numărul de laturi în poligonație pînă la punctul i, deci preciziile la coordonate sînt:

Inainte de compensare:

$$m_{xi} = \frac{W_x}{\sqrt{S_n}}\sqrt{S_i} \text{ sau (pentru } s_i = s) \; m_{xi} = \frac{W_x}{\sqrt{n-1}}\sqrt{i-1}$$

$$m_{yi} = \frac{W_y}{\sqrt{S_n}} \sqrt{S_i} \text{ sau } M_{yi} = \frac{W_y}{\sqrt{n-1}} \sqrt{i-1}$$

După compensare:

$$M_{xi} = \frac{W_x}{\sqrt{S_n}} \sqrt{S_i (S_n - S_i)}$$

$$\text{sau } M_{xi} = \frac{W_x}{n-1} \sqrt{(i-1)(n-i)}$$

$$M_{yi} = \frac{W_y}{S_n} \sqrt{S_i (S_n - S_i)}$$

$$\text{sau } M_{yi} = \frac{W_y}{n-1} \sqrt{(i-1)(n-i)}$$

Operațiile succesive sînt deci:

1. a) Se determină valoarea de închidere pe orientări W_β;
   b) Se determină valoarea unei orientări oarecare $\theta_i = \theta_0 + \beta_1 + \beta_2 + \ldots \beta_i - i\ 180$, înainte de compensare;
   c) Se determină eroarea medie $m_{\theta i}$ a orientării θ_i, înainte de compensare:

$$m_{\theta i} = \frac{W_\beta}{\sqrt{n}} \sqrt{i} \text{ în care } \frac{W_\beta}{\sqrt{n}} = m_{o\beta} \text{ (eroare medie unghiulară)}$$

   d) Se face compensarea de unghiuri și deci de orientări, precum se știe.
   e) Se calculează eroarea de azimut după compensare

$$M_{\theta i} = \frac{W_\beta}{n} \sqrt{i(n-i)}$$

2. a) Se determină valorile de închidere pe coordonate W_x, W_y, după ce, în prealabil, s-au calculat coordonatele cu orientările deja compensate.

b) Se determină erorile coordonatelor.

Înainte de compensare:

$$m_{xi} = \frac{W_x}{\sqrt{S_n}} \sqrt{S_i} \text{ respectiv } m_{xi} = \frac{W_x}{\sqrt{n-1}} \sqrt{i-1}$$

$$m_{yi} = \frac{W_y}{\sqrt{S_n}} \sqrt{S_i} \text{ respectiv } m_{yi} = \frac{W_y}{\sqrt{n-1}} \sqrt{i-1}$$

c) Se face compensarea coordonatelor, precum se știe.

d) Se calculează eroarea coordonatelor.

După compensare:

$$M_{xi} = \frac{W_x}{S_n} \sqrt{S_i (S_n - S_i)}$$

$$\text{respectiv } M_{xi} = \frac{W_x}{n-1} \cdot \sqrt{(i-1)(n-i)}$$

$$M_{yi} = \frac{W_y}{S_n} \sqrt{S_i (S_n - S_i)}$$

$$\text{respectiv } M_{yi} = \frac{W_y}{n-1} \cdot \sqrt{(i-1)(n-i)}$$

3) După ce am făcut compensarea de coordonate și le avem deci definitive, se poate face din nou determinarea azimutelor, dar de data aceasta din coordonate și, evident, se pot calcula și erorile acestor orientări deduse din coordonate și pe care să le notăm spre deosebire de celelalte cu $\mathcal{M}_{\theta i}$. În cele ce urmează vom arăta cum se obțin:

Fie două puncte ale poligonației noastre P_{i-1} (X_{i-1}, Y_{i-1}) și P_i (X_i, Y_i). Orientarea $\theta_{i-1,i}$ a laturii respective $s_{i-1,i}$ este dată de formula:

$$\operatorname{tg} \theta_{i-1,i} = \frac{Y_i - Y_{i-1}}{X_i - X_{i-1}}$$

diferențiind această relație în raport cu θ, X_{i-1}, Y_{i-1}, X_i și Y_i și știind că erorile coordonatelor după compensare sînt:

$$M_{xi-1},\ M_{yi-1},\ M_{xi} \text{ și } M_{yi}$$

avem:

din diferențiere: $\Delta\theta_{i-1,i} = a\Delta X_i + b\Delta Y_i - a\Delta X_{i-1} - b\Delta Y_{i-1}$ în care a și b sînt coeficienții diferențiali.

$$a = -\frac{\rho'' \sin \theta_{i-1,i}}{s_{i-1,i}} \qquad b = +\frac{\rho'' \cos \theta_{i-1,i}}{s_{i-1,i}}$$

trecîndu-se la eroarea pătratică, se obține:

$$\mathcal{M}_{\theta i-1,i} = \sqrt{a^2(M_{xi-1}^2 + M_{xi}^2) + b^2(M_{yi-1}^2 + M_{yi}^2)}$$

O formulă mai simplificată pe care deja am arătat-o, însoțind-o de demonstrațiile respective, în articolul publicat în Revista Minelor nr 5/1956 și care dă eroarea probabilă, este:

$$M'_{\theta i-1\ i} = \sqrt{(a^2+b^2) \cdot \left(\frac{M_{i-1}^2 + M_i^2}{2}\right)} =$$

$$= \frac{\rho''}{s_{i-1,i}} \sqrt{\frac{M_{i-1}^2 + M_i^2}{2}}$$

în care M_{i-1} și M_i sînt erorile punctuale, adică:

$$M_{i-1}^2 = M_{xi-1}^2 + M_{yi-1}^2;\ M_i^2 = M_{xi}^2 + M_{yi}^2$$

Dacă notăm cu $e^2 = \frac{M_{i-1}^2 + M_i^2}{2}$

e = eroarea medie punctuală a celor două puncte. Relația de mai sus se poate scrie:

$$M'_{\theta i-1,i} = \frac{\rho'' e}{s}$$

relație absolut identică cu aceea cu care în practică, se calculează erorile de azimut, cînd se dă e sau invers se calculează e, cînd se știe M_θ, eroarea de azimut. În cazul de față e nu se dă, ci am calculat-o după cum s-a arătat anterior.

3. *Determinarea erorii în poligonația minieră*

După cum am amintit, numim poligonație minieră acea poligonație căreia îi lipsesc vizele îndepărtate.

Dacă ne referim la fig. 1, în caz că lipsesc vizele către P şi către Q, deci avem date prin coordonate numai punctele A şi B, sîntem în cazul poligonaţiei miniere.

Punctele A şi B cunoscute de triangulaţie sînt proiectate, de fapt, prin puţuri în subteran.

Poligonaţia minieră neavînd deci azimut de închidere, nu se poate face o compensare de unghiuri.

In cazul acesta, eroarea de închidere W_β nu există.

In această poligonaţie se poate face compensarea pe coordonate, putîndu-se determina W_x şi W_y, erorile de închidere pe coordonate.

Determinarea erorilor înainte şi după compensare a coordonatelor se face în mod analog ca la poligonaţia cu vize îndepărtate, utilizînd aceleaşi formule. După ce avem coordonatele definitive ale punctelor cu erorile respective, se mai pot calcula azimutele din coordonate şi cu erorile respective, precum s-a arătat anterior.

Alt mod de calcularea erorilor preconizat înaintea aceluia şi pe care îl propusesem a fi aplicat este următorul :

Se determină eroarea M_{xn}, M_{yn}, în punctul final $B=n$ al poligonaţiei, ca şi cînd poligonaţia ar fi flotantă (formulele de calcul sînt date în Revista Minelor nr. 5/1956). Avînd însă, în acest punct erorile de închidere efective facem raportul :

$$\frac{W_x}{M_{xn}}=k_x \text{ şi } \frac{W_y}{M_{yn}}=k_y, \text{ în general, } k_x \text{ şi } k_y < 1.$$

Cum o poligonaţie fie cu vize îndepărtate, fie minieră are eroarea cea mai mare la mijloc, adică pentru $i=\frac{n}{2}$, vom căuta să determinăm aici eroarea.

Vom calcula pe M_{xi} şi M_{yi}, ca şi cînd poligonaţia ar fi flotantă.

Aceste valori le înmulţim cu coeficienţii K_x şi K_y şi am avea valoarea:

$$M'_{xi}=K_x,\ M_{xi}=\frac{W_x}{M_{xn}}\cdot M_{xi}$$

$$M'_{yi}=K_y,\ M_{yi}=\frac{W_y}{M_{yn}}\cdot M_{yi}$$

Intrucît, după ce am obţinut pe W_x şi W_y facem compensare pe coordonate, să stabilim care este eroarea după compensare :

Erorile M'_{xi} şi M'_{yi} au fost erorile înainte de compensare. Erorile după compensare se obţin dacă acestea se împart prin 2, adică

$$M_{xi}=\frac{M'_{xi}}{2}=\frac{W_x\ M_{xi}}{2M_{xn}};$$

$$M_{yi}=\frac{M'_{yi}}{2}=\frac{W_y\ M_{yi}}{2M_{yn}}.$$

N. B. Demonstraţia este prea lungă pentru a motiva dece trebuie împărţit prin 2, iar în cazul poligonaţiei cu vize îndepărtate, chiar prin 3.

Făcînd calculul numeric al unui exemplu practic de poligonaţie prin metoda Gauss şi prin metoda practică obişnuită de calculare a poligonaţiilor, am găsit rezultate aproape similare ; iar, în ceea ce priveşte calculul erorilor după metoda Gauss şi după metoda pe care am indicat-o aplicînd formulele pe care le-am stabilit, am găsit de asemenea rezultate aproape identice. Aceasta înseamnă că în practică s-ar putea renunţa la calculul laborios după metoda Gauss, utilizînd formulele pe care le-am indicat.

In reţele de triangulaţie determinarea erorilor se poate face într-un mod oarecum analog cu cele de la poligonaţie, reducînd reţeaua, mai ales dacă este vorba de lanţuri de triunghiuri sau patrulatere, la poligonaţii.

Evident, numai în ceea ce priveşte modul de calcul, precizia rămîne aceea pe care o are reţeaua de triangulaţie.

Această problemă va fi arătată în cadrul altui articol.

Încărcător mecanic pentru abataje cameră

Conf. ing. **Haier Eugen** și ing. **Miclea Alexandru**

I. Generalități asupra condițiilor de încărcare în minele din Valea Jiului

Condițiile geologice generale ale bazinului carbonifer din Valea Jiului, caracterizat prin neregularitatea accentuată a stratelor de cărbuni, varietatea mare a grosimii și înclinarea acestora, intercalații sterile și de sfero-siderită, au consacrat cîteva metode de exploatare adecvate acestor condiții.

Incercările de mecanizare complexă: tăiere, încărcare și transport la locul de muncă, au rămas, pînă în prezent, fără rezultate mulțumitoare și, în special în stratul 3, datorită intercalațiilor de sferosiderită nu se întrevăd perspective sigure de viitor în această privință.

Pentru o bună perioadă de timp, tăierea rămîne deci a se executa prin împușcare și cu ciocanul de abataj, iar transportul în abataj cu ajutorul transportoarelor cu raclete.

Tabela 1

Locul de muncă	Metoda de exploatare	Producția în % față de total
Stratele groase nr. 3 și nr. 5, înclinare mare	Abataj — cameră	63,6
Stratul gros nr. 3 cu înclinare mare	Abataj frontal în felii orizontale	5,9
Stratele groase nr. 3 și 5 la înclinare medie	Abataj frontal pe înclinare	2,3
Stratele subțiri cu înclinare mare	Abataj în trepte răsturnate	8,4
Strate subțiri cu înclinare medie	Abataj cu front lung pe înclinare	18,2
Stratul 13 cu înclinare medie	Panouri cu front scurt	1,6

In tabela 1 sînt arătate metodele de exploatare aplicate în Valea Jiului și cota din producție — în procente — obținută prin fiecare din aceste metode, pe o anumită perioadă.

In tabela 2 se prezintă pentru fiecare metodă de exploatare modul de executare a celor trei operații de bază: tăiere, încărcare și transport.

Din tabela 1 rezultă că abatajele cameră predomină și prezintă metoda de bază, care asigură 63,6% din producția de cărbune a Văii Jiului, iar din tabela 2 se poate deduce că pentru abatajele cameră, între operațiile de tăiere prin împușcare și transport mecanic cu transportoare cu raclete intervine operația de încărcare manuală prin lopătare, care durează mult, menține productivitatea scăzută și cere un efort fizic mare.

Tabela 3 prezintă în procente proporția din producția totală încărcată manual, prin lopătare și prin cădere liberă.

Rezultă că 73,3% din producția de cărbune a Văii Jiului se încarcă prin lopătare, din care 57,2% în abataje cameră, iar 26,7% din totalul producției se încarcă prin cădere liberă direct pe transportor.

Se impune ca o necesitate absolută problema mecanizării încărcării cărbunelui în abatajele cameră, iar pentru ca încărcarea să corespundă modului actual al transportului din abataje trebuie găsită soluția de încărcare mecanică, direct pe transportorul cu raclete.

II. Problema mecanizării operației de încărcare în abatajele cameră

Proporția mare de 57,2% din cantitatea totală de cărbune încărcat în minele din Valea Jiului prin lopătare, în abatajele cameră, a făcut ca în anii regimului de democrație populară, în spiritul grijii față de om, să se dea problemei de mecanizare a operației de încărcare o atenție deosebită.

Inițiativa multor oameni ai muncii, cu concursul forurilor în drept, a dus la conceperea, realizarea și experimentarea mai multor mașini de încărcat cărbuni pentru abatajele cameră,

în scopul de a elimina lopătarea, în primul rînd, din locurile de muncă, unde operaţia de lopătare ocupă cel mai mare număr de mineri.

Trebuie remarcat faptul că rezolvarea acestei probleme s-a pus, în primul rînd, pentru uşurarea efortului fizic al muncitorilor şi, apoi, pentru urmărirea în primă fază a unor evidente avantaje economice.

În cadrul unui birou de construcţii de maşini miniere s-a proiectat o maşină de încărcat cărbuni în abatajele cameră, care, realizată mai întîi sub formă de dispozitiv experimental, apoi sub formă de prototip şi în urmă în serie de 10 bucăţi, la Uzinele de reparat utilaj minier, a dat rezultate pozitive la experimentarea în cadrul exploatărilor miniere Lonea, Aninoasa şi Vulcan.

Ţinînd seama la început de efortul fizic pe care trebuie să-l înlocuiască maşina de încărcat, proiectanţii au urmărit construirea unei maşini capabile să încarce, într-un timp scurt, cărbunele rezultat din împuşcare prin transportul cu raclete din abataj, independent de eficienţa economică a agregatului.

Tabela 2

Metoda de exploatare	Modul de efectuarea operaţiilor de:		
	Tăiere	Încărcare	Transport
Abataje — cameră	Cu explozivi 92% Cu ciocanul de abataj 8%	Lopătare 90% Cădere pe transportor 10%	Transportor cu raclete 85% Cu vagonetul 15%
Abataje frontale în felii orizontale	Cu explozivi şi ciocan de abataj	Lopătare Cădere pe transportor	Transportoare mecanice
Abataje frontale pe înclinare în strate groase	Cu explozivi şi ciocan de abataj	Lopătare Cădere	Scocuri fixe Transportoare mecanice
Abataje în trepte răsturnate	Cu explozivi şi ciocan de abataj	Cădere liberă	Gravitaţional
Abataje cu front lung pe înclinare în strate subţiri	Cu explozivi, ciocan de abataj şi haveze	Cădere Lopătare	Scocuri fixe Transportoare
Abataje în panouri cu front scurt	Cu explozivi şi ciocan de abataj	Cădere	Scocuri fixe Transportoare

Tabela 3

Metoda de exploatare	Felul încărcării	Proporţia în % faţă de producţia totală
Abataje — cameră	Lopătare Cădere	57,2 6,4
Abataje frontale Abataje în trepte Abataje panou	Lopătare Cădere	16,1 20,3

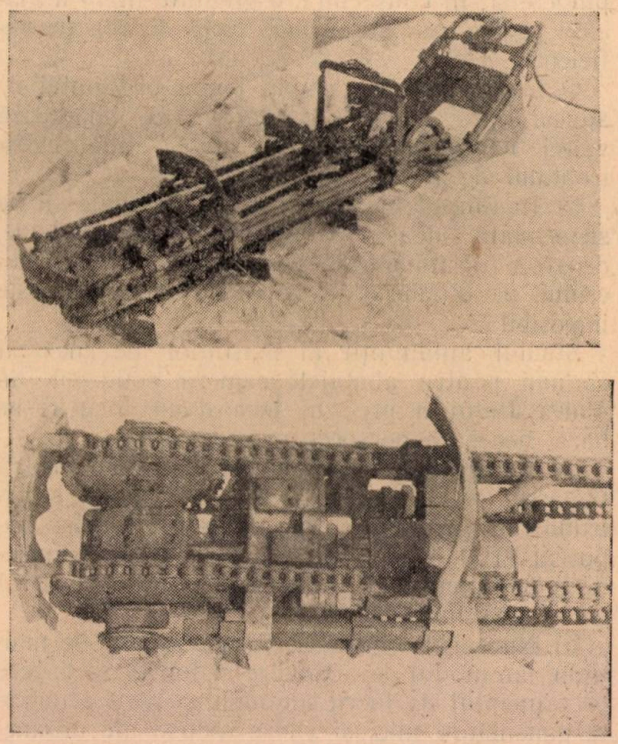


Fig. 1. Noua maşină de încărcat

La baza concepției acestei noi mașini de încărcat, prezentată în fig. 1, a stat un studiu preliminar asupra condițiilor de muncă din abatajele cameră din Valea Jiului, ale metodei de încărcare manuală, precum și o analiză asupra mașinilor de încărcat existente în statele cu o industrie carboniferă dezvoltată, cum și analiza celor opt tipuri de mașini încărcătoare, concepute de oamenii muncii din Valea Jiului, anterior.

Din studiul condițiilor de muncă în abatajele cameră la minele din Valea Jiului s-au desprins următoarele două caracteristici de bază, pe care trebuie să le aibă mașina:

a) Dimensiunile de gabarit să fie foarte reduse, pentru a putea pătrunde prin suitorile cu deschidere de 1 × 1 m, în vederea introducerii și scoaterii mașinii din abataj, precum și pentru apropierea și retragerea mașinii din front prin culoarele late de 1 m între stîlpii de susținere ai abatajului.

b) Greutatea trebuie să fie mică, pentru a permite transportarea manuală, de către 3—4 oameni, singurul mod de transport pe căile de acces cu secțiuni reduse, de pe suitori și din abataj.

Studiul mașinilor de încărcat cunoscute în industria carboniferă a altor state a precizat alte două calități de bază, pe care trebuie să le aibă mașina, și anume:

a) Organul de apucare a cărbunelui trebuie să funcționeze prin pătrundere de sus în jos și prin acțiunea de tragere, funcționarea inversă a acestor organe necesitînd o forță mare de împingere și, în consecință, o greutate mare a mașinii pentru realizarea unei forțe de reacție suficiente.

O funcționare de sus în jos a organului de apucare are marele avantaj că se adaptează vetrei neregulate, rămasă după împușcarea frontului de lucru.

b) In timpul încărcării, mașina trebuie să fie suspendată deasupra grămezii de cărbune, deoarece o manevrare pe vatră, în timpul lucrului, pe o suprafață împînzită cu stîlpi, este imposibilă.

Studiul amănunțit al mașinilor de încărcat cărbuni pentru abatajele cameră concepute în Valea Jiului a precizat încă două însușiri de bază, necesare perspectivelor de succes:

a) Forma organului de apucare trebuie să fie aceea de sapă cu buză lată, pentru a pătrunde în granulația variată a cărbunelui împușcat (100—400 mm) și pentru a nu fi împiedicat în funcționare de neregularitățile mari ale vetrei proaspăt excavate.

b) Numărul organelor de apucare să fie multiplu, iar modul de acționare al lor să se bazeze pe principiul de lucru continuu, pentru a obține la dimensiuni mici și viteze reduse ale organelor de apucare un debit suficient de mare.

La conceperea noii mașini, proiectanții s-au preocupat în mod deosebit de elevatorul de încărcat cărbuni, construit în anul 1952, după propunerea tov. Peker (fig. 2), și a sapei mecanice pentru încărcat cărbuni în transportoare, construită în anul 1954 la propunerea ing. Haier Eugen (fig. 3).

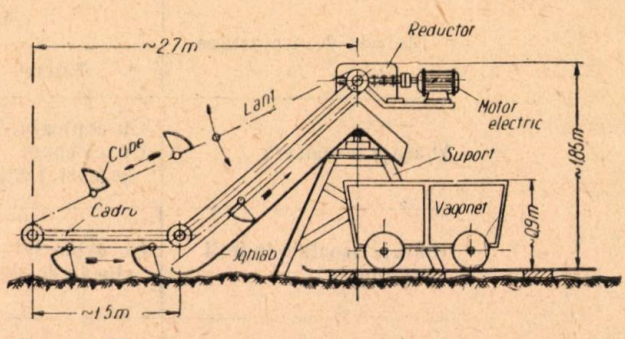


Fig. 2. Elevatorul de încărcat cărbuni în vagonet din mină (student Peker).

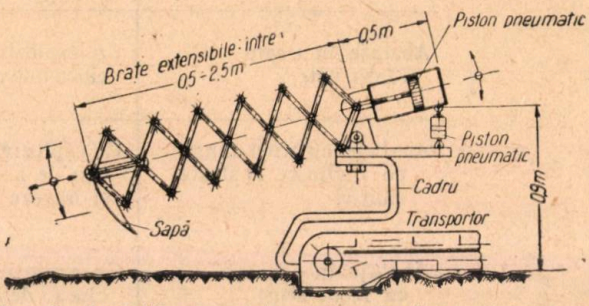


Fig. 3. Lopată mecanică pentru încărcat cărbuni în transportor (ing. Haier E.).

Avantajele elevatorului reprezentat în fig. 2 constau într-un debit mare și forțe dinamice reduse, iar dezavantajele sînt organele de apucare în formă de cupe, necorespunzătoare granulației, și dimensiuni de gabarit mari.

Lopata mecanică din fig. 3 a avut ca avantaje dezavantajele elevatorului, iar ca dezavantaje, avantajele acestuia.

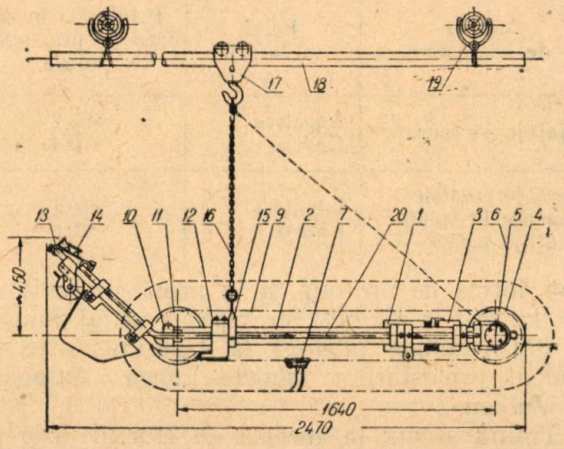


Fig. 4. Mașină de încărcat cărbuni în abataje cameră.

III. Mașina de încărcat concepută de autorii articolului

Pe baza considerațiilor tehnice anterioare, a fost concepută noua mașină de încărcat cărbuni pentru abatajele cameră (fig. 4).

Un aport deosebit în realizarea și experimentarea ei l-a constituit ajutorul tehnic al Combinatului Carbonifer Valea Jiului, al colectivelor Uzinei de reparat utilaj minier Petroșani, al colectivului biroului de construcții de mașini miniere și al minerilor exploatărilor Lonea, Aninoasa și Vulcan, care au experimentat aceste mașini și, în prezent, lucrează cu ele.

Caracteristicile mașinii de încărcat cărbune pentru abataje cameră sînt: opt sape cu o rază de acțiune mare; organe componente simple, comandă și manevră accesibilă calificării minerilor, greutate redusă, debit mare și o construcție cît se poate de rezistentă.

Un motor electric *1*, cu putere de 2,2 kW și 3 000 rot/min, pentru curent alternativ de 127 V și 50 Hz, antigrizutos, protejat de o carcasă din aliaj ușor, de formă corespunzătoare unei fixări adecvate de cadrul din țeavă, de oțel *2*, acționează prin intermediul unui reductor de turații *3*, cu carcasa din același material ușor, asupra trenului de roți dințate pentru lanț *4*.

Transmiterea mișcării de rotație de la reductor la axul trenului de roți se realizează printr-un cuplaj elastic *5*, așezat în interiorul roții conice *6*, pentru a reduce astfel intensitatea solicitărilor repetate ale motorului provocate de pătrunderea sapelor *7* în material.

Roțile dințate *4* pun în mișcare două lanțuri *9* executate din material de rezistență, pe care sînt prinse sapele de lucru.

Angrenarea se realizează astfel încît se evită absolut sigur prezența de particule de material în spațiile goale ale zalelor de lanț.

Prinderea sapelor, executate din material rezistent, este realizată astfel încît pătrund în material după o cinematică asemănătoare cu a sapelor manuale, iar loviturile lor în material sînt transmise în mod amortizat asupra mașinii. Forma sapelor este ușor curbată în plan orizontal, asigurînd astfel un mers centrat al lanțurilor.

Cu dispozitivul de întindere *10*, care acționează asupra trenului roților de întoarcere *11*, se reglează tensiunile în lanț. În scopul de a se evita pătrunderea de material între lanț și roțile de întoarcere nedințate este prevăzut un plug *(12)* fixat de cadrul mașinii, cu posibilitatea de a putea fi apropiat de roțile de întoarcere.

Pentru manevrarea mașinii în stare suspendată, cadrul ei este prelungit, iar pe porțiunea țevii transversale sînt prevăzute două mînere cauciucate *13*. Între cele două mînere, este fixat întreruptorul de distanță *14*, care lucrează la tensiunea de 24 V.

Suspendarea mașinii se face cu ajutorul unui jug *15* prins de cadru și cu lanțul *16*, care permite reglarea ușoară a înălțimii mașinii deasupra transportorului.

La tavan, lanțul de suspensie este agățat de un cărucior *17*, care rulează pe o țeavă metalică *18*, fixată de grinzile susținătoare ale abatajului cu ajutorul unor clești *19*.

Astfel mașina poate fi înaintată și retrasă din frontul de lucru, menținîndu-se suspendată.

O dată cu avansarea frontului, țeava de la tavan se mută și ea înainte.

Alimentarea cu energie electrică se face prin cablul *20* cauciucat N.S.H. (4 × 4 mm + 3 × 2,5 mm), care este introdus prin interiorul țevilor care formează cadrul mașinii spre întreruptorul de distanță, iar firele de forță spre motorul de acționare. În acest fel, se asigură o protecție bună a cablului.

Schema instalației electrice (fig. 5) cuprinde

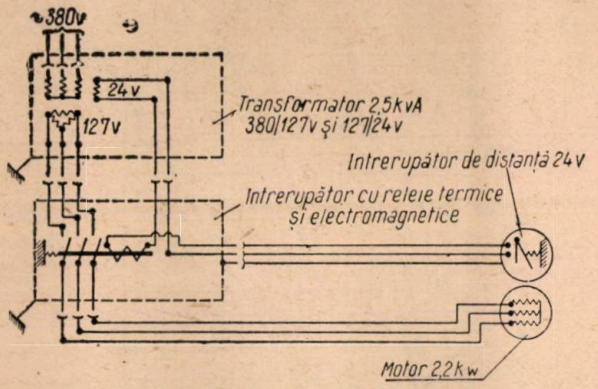


Fig. 5. Schema instalației electrice.

în execuție antigrizutoasă un întreruptor cu un contactor cu relee termice și electromagnetice, apoi un transformator 2,5 kVA pentru curent 380/127 V și 127/24 V, precum și întreruptorul de distanță fixat pe mașină, care lucrează la tensiune scăzută —24 V.

În acest mod este asigurată protecția contra suprasarcinii prin releul termic, protecția contra scurtcircuitării prin releul electromagnetic, protecția contra tensiunii nule prin întreruptorul de distanță și protecția contra electrocutării prin două conductoare de împămîntare. Nu este încă asigurată protecția împotriva întreruperii firului de împămîntare (de aceea s-au prevăzut aici două conductoare), soluționarea este însă în curs de rezolvare de către Stația de Securitate Minieră din Petroșani, întrucît problema are caracter general pentru toate utilajele electrice manuale, cum ar fi, de exemplu, perforatoarele.

Caracteristicile mașinii de încărcat

1. Greutatea proprie (kg)	130
2. Lungimea maximă (mm)	2 470
3. Înălțimea maximă (mm)	735
4. Lățimea maximă (mm)	510

5. Lungimea sapelor (mm)	350
6. Înălțimea sapelor (mm)	120
7. Raza de acțiune a mașinii (mm)	2 500
8. Capacitatea maximă de încărcare (t/h)	60
9. Capacitatea medie de încărcare (t/h)	30
10. Viteza lanțului și a sapelor (m/s)	0,76
11. Puterea motorului electric (kW)	2,2
12. Turația motorului (rot/min)	2 860
13. Tensiunea la motor (V)	127
14. Tensiunea de comandă (V)	24.

Rezultatele de exploatare a mașinii au precizat următoarele:

— consum mediu de energie, kWh/t	0,050
— capacitate de încărcare medie, t/h	34
— pregătirea pentru lucru a mașinii, min	12
— pregătirea pentru repaus a mașinii, min	6.

Pentru a scoate în evidență domeniul rentabil de utilizare a mașinii de încărcat din punct de vedere al reducerii timpului necesar acestei operații, în grafic (fig. 6) se redă durata încărcării în funcție de cantitatea de cărbune încărcat.

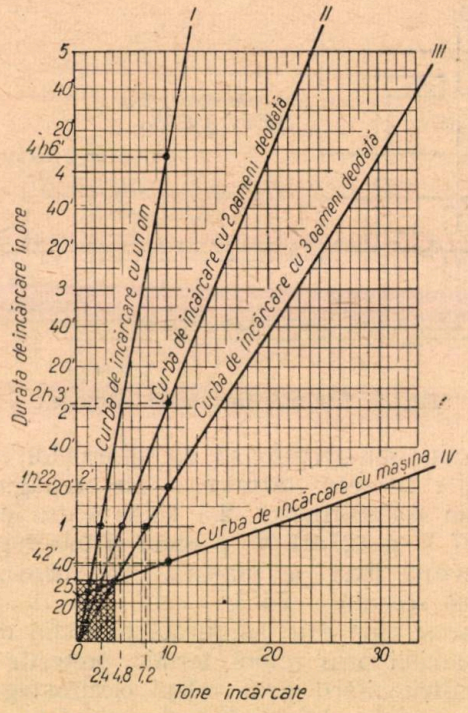


Fig. 6. Durata încărcării funcție de cantitatea de cărbune încărcat.

Zonele de rentabilitate a utilizării mașinii sînt delimitate de intersecțiile curbelor de încărcare manuală cu aceea de încărcare mecanizată și variază în mărime în funcție de numărul încărcătorilor ocupați la un salt după împușcare.

Pe aceeași diagramă se vede și raportul de economie a energiei umane exprimate în om-ore. Chiar în cazul cînd efortul fizic de manevrare a mașinii ar fi egal cu efortul fizic de lopătare, energia umană cheltuită este cu echivalența a 6,5 ore-om muncă mai mică în cazul abatajelor cameră din stratul 3 cu salturi medii împușcate de 20 t.

Se menționează însă faptul că efortul fizic de manevrare al mașinii este incomparabil mai mic decît cel de lopătare.

Graficul a fost întocmit luînd ca bază normele actuale de încărcare manuală pe transportor (19,5 t/8 ore-om muncă) și rezultatele practice privitoare la capacitatea medie de încărcare, obținută cu ajutorul mașinii de încărcat (34 t/2 ore-om muncă).

IV Problemele principale economice născute din realizarea acestei mașini

Rezultatele promițătoare obținute cu ocazia folosirii mașinilor de încărcat la E. M. Lonea, E. M. Aninoasa și, mai ales, la E. M. Vulcan, ridică cîteva probleme interesante, privitoare la rentabilitatea utilizării pe scară largă a încărcătorului mecanic.

In acest sens, vom stabili cîțiva indici orientativi, care pot servi mai tîrziu unui studiu economic complet, bazat pe analize detaliate.

1. Cheltuielile pe care le implică mașinile de încărcat împreună cu utilajul electric de protecție și de comandă pot fi acoperite numai de economiile directe care apar la salarii, în urma reducerii timpului de încărcare, respectiv din economisirea a 6,5 ore-om muncă, dintr-un ciclu.

Graficul (fig. 7) permite să stabilim, în funcție de numărul mașinilor în lucru, cheltuielile suplimentare, economiile la salarii și beneficiul adus de folosirea mașinilor de încărcat.

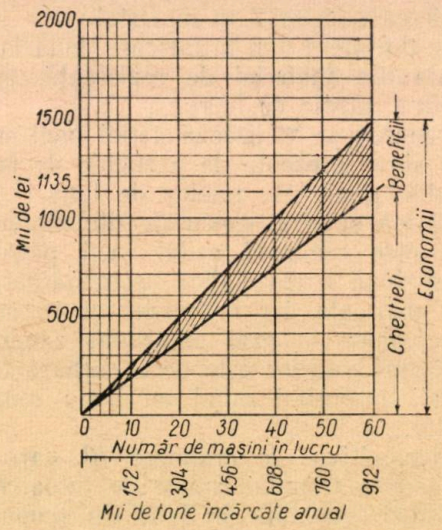


Fig. 7. Stabilirea în funcție de numărul mașinilor în lucru a cheltuielilor suplimentare, economiile la salariu și beneficiul adus.

De exemplu, pentru 60 de mașini în funcțiune, timp de 215 zile pe an, se cheltuiesc 1 135 000 lei, se economisesc 1 500 000 lei/an și rămîn beneficii întreprinderii în valoare de 360 000 lei/an.

2. Dacă vom merge cu analiza nu pe linia economiilor la salar, ci pe linia creșterii productivității muncii obținută la operația de în-

cărcare, va apare ca efect o creştere a productivităţii pe ansamblul lucrărilor din abataj.

In cele 6,5 om-ore muncă economisite într-un schimb, la operaţia de încărcare se poate produce (considerînd randamentele medii de 4,5 t/post obţinute în abatajele cameră din Valea Jiului) un surplus de $\frac{4,5 \times 6,5}{8} \times 3,65$ t, surplus care nu necesită nici o modificare în actualul ritm de lucru la celelalte operaţii executate în abataj, în afara celei de încărcare.

Astfel, calculînd creşterea producţiei pe schimb, cu acelaşi efectiv, cu actualul ritm de lucru, se poate produce, în medie, 23,65 t în loc de 20 t, cît reprezintă producţia medie actuală într-un abataj cameră.

Productivitatea muncii pe ansamblul lucrărilor din abataj, creşte în acest caz cu 18,2%:

$$\frac{3,65}{20} \times 100 = 18,2\%.$$

In abatajele cameră din Valea Jiului realizarea acestei creşteri a productivităţii muncii cu 18,2% este practic posibilă prin mărirea suprafeţei deschise a abatajului, lungind grinda cu 60 cm.

Surplusul anual de producţie calculat cu 3,65 t/schimb, respectiv 10,95 t/zi sau 2 360 t/an, obţinut într-un abataj se poate urmări pe graficul din fig. 8, în funcţie de numărul maşinilor de lucru.

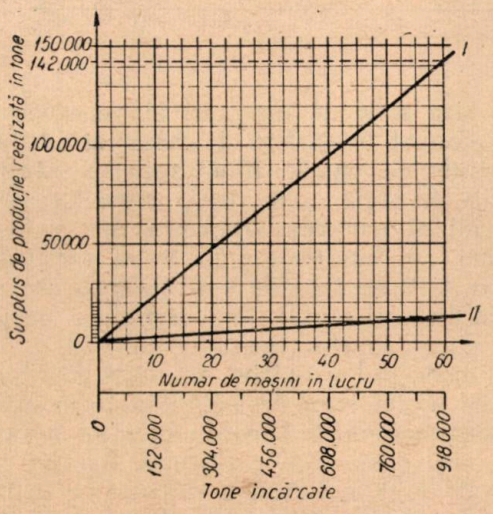


Fig. 8. Surplusul anual de producţie obţinut într-un abataj, în funcţie de numărul maşinilor de lucru.

Dacă se va urmări obţinerea creşterii productivităţii muncii cu 18,2% (ceea ce înseamnă că randamentele cresc de la 4,5 t/post la 4,5 × 1,182 = 5,3 t/post) nu prin lungirea grinzii abatajului, respectiv mărirea suprafeţei frontului de lucru, ci prin începerea unui nou ciclu de producţie, în acelaşi schimb atacînd un cîmp nou, rezultatele practice nu vor apărea conform aşteptărilor, decît în cazul revizuirii sistemului actual de organizare şi coordonare a muncii minerilor cu a maistrului, artificierului etc.

Surplusul de 142 000 t cărbune care se poate obţine anual, în cazul cînd s-ar lucra cu 60 de maşini reprezintă producţia medie anuală a 8 abataje cameră normale.

Judecînd problema rentabilităţii economice a utilizării maşinilor de încărcat sub acest aspect, se poate face următorul bilanţ:

Beneficiile aduse de maşini se vor putea calcula (în cazul folosirii a 60 buc.) scăzînd din economiile care se pot face global prin reducerea cu 8 a numărului total de abataje cameră deschise anual în Valea Jiului, cheltuielile cu cele 60 de maşini în valoare de 1 130 000 lei, conform celor stabilite în graficul din fig. 7.

3. Folosirea transportoarelor cu raclete, în cazul încărcării mecanice, la capacitatea lor nominală de transport aduce economii de energie, prin faptul că se reduce durata de funcţionare şi se elimină aproape complet mersul în gol.

4. Transformatorul de alimentare 380/127 V şi 127/24 V, precum şi cablul N.S.H. cu fire pentru forţă şi comandă la distanţă, existente în abataje, permit, fără cheltuieli în plus, perforarea cu perforatoare electrice, care este mai ieftină şi mai avantajoasă din punct de vedere al vitezei de perforare.

Faţă de cele expuse în cadrul acestui articol se poate trage concluzia că încărcarea mecanică în abataje-cameră atît din punct de vedere tehnico-economic, dar mai ales social, este o necesitate absolută.

Primii paşi în rezolvarea problemei duc la concluzii favorabile din acest punct de vedere şi dovedesc tot mai convingător că lopata poate şi trebuie să dispară din mîna minerilor noştri.

Desigur, maşina de încărcat în faza ei actuală mai are o serie de deficienţe, în special la partea electrică, deficienţe pe care practica le dovedeşte pe parcurs.

Cu contribuţia tehnico-organizatorică a minerilor, tehnicienilor şi inginerilor din cadrul Combinatului Carbonifer Valea Jiului, care lucrează sau vin în contact cu această maşină, şi acţionînd concomitent spre ridicarea calificării minerilor, succesul trecerii de la încărcarea manuală la cea mecanică va putea fi asigurat în abatajele-cameră din Valea Jiului.

Utilizarea nisipului la burarea găurilor la minele din Valea Jiului

Ing. **Aurel Dula**

In cîteva exploatări miniere din bazinul cu cărbuni al Văii Jiului, în cursul anilor 1956 şi 1957, s-au făcut încercări de împuşcare cu buraj cu nisip, preconizate de ICEMIN, cu concursul Combinatului Carbonifer din Valea Jiului.

Aceste încercări au pus în evidenţă diferenţa de comportare a burajului cu nisip suflat faţă de burajul cu lut, practicat pînă în prezent în minele noastre.

Din punct de vedere al securităţii operaţiilor de împuşcare, o deosebită însemnătate prezintă burajul, deoarece un buraj necorespunzător poate provoca aprinderea grizuului sau a prafului de cărbune volant, produs chiar în intervalul de detonare a încărcăturilor de explozivi.

In cursul încercărilor efectuate, s-a constatat că burajul format dintr-o coloană de argilă suferă o deplasare de ansamblu, căreia i se opune frecarea acesteia de pereţii găurii egală aproximativ cu cea realizată de artificier în operaţia de îndesare a coloanei cu vergeaua de burat.

Sub acţiunea presiunii dezvoltate de gazele de explozie, coloana de nisip suferă o deformaţie pe o porţiune relativ redusă din lungimea sa, dînd naştere unei presiuni considerabile a coloanei de buraj pe pereţii găurii.

Două serii de experienţe, executate atît la Staţia de securitate minieră din Valea Jiului, cît şi în cariera de calcar de la Băniţa, au confirmat în întregime afirmaţiile noastre.

Comportarea coloanei de buraj a fost studiată cu ajutorul mortierului deschis la cele două capete. Aplicîndu-se, pe rînd, o coloană de argilă sau de nisip de lungime L, care la capătul lor dinspre orificiul liber al mortierului veneau în contact cu un cartuş amorsat la contactul cu coloana inertă, se obţine prin detonaţie, într-un caz, deplasarea, iar, în celălalt, deformarea coloanei de buraj (fig. 1).

In prezenţa unei coloane de 60 cm de buraj explozia unei încărcături de 150 g de dinamită a deplasat cu 45 cm coloana de argilă, în întregime. Relativ la burajul cu nisip, acesta — complet neatins pe porţiunea exterioară de 27 cm — a suferit pe 33 cm din lungimea sa, de la contactul cu explozivul, un puternic efort de compresiune, care i-a redus lungimea de la 33 cm la 18 cm.

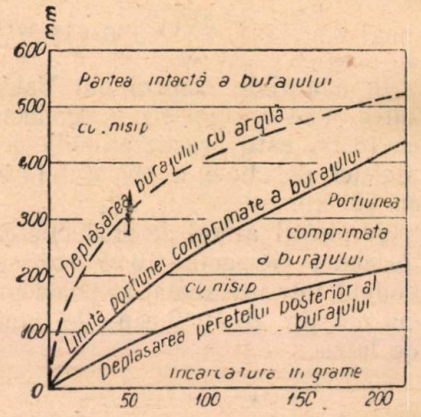


Fig. 1

A doua serie de încercări foarte concludente s-au efectuat în cariera de calcar de la Băniţa. Bancurile de calcar fiind aproape orizontale, găurile de mină s-au dispus paralel cu pereţii verticali ai carierei. Diametrul lor a fost de 40 mm, iar lungimea găurilor a variat de la 1,80 m la 2 m. Găurile s-au încărcat cîte două, cu încărcături egale. Pe suprafaţa orificiilor s-au plasat martori metalici cîntăriţi.

In momentul exploziei, martorii găurilor burate cu argilă erau proiectaţi la 15 m înălţime şi chiar mai mult. Martorii găurilor burate cu nisip s-au găsit doar răsturnaţi. Burajul cu lut chiar de 1,30 m lungime executat cu grijă s-a dovedit a fi insuficient. Un buraj cu nisip de 50 cm lungime a fost îndestulător pentru a se obţine o comportare perfectă în momentul împuşcării. Alte experienţe executate cu găuri orizontale au dat aceleaşi rezultate.

In concluzie, făcînd comparaţia comportării celor două feluri de buraje, constatăm următoarele: argila este plastică şi în mod practic incompresibilă. Sub acţiunea presiunii furnizate de detenta gazelor de explozie, acest buraj alunecă în mod apreciabil, înainte ca masivul de

rocă să se fisureze, fapt care, adesea, poate duce la eliminarea coloanei de buraj sau la mărirea cavității de explozie, în detrimentul efectului util al explozivului.

Dimpotrivă, nisipul — constituit din granule mici — aderă la asperitățile rocii și este compresibil. El obligă deci presiunea gazelor să se dezvolte într-o cavitate mult mai mică și reacțiile explozive să se termine; cu cît presiunea va fi mai mare, cu atît el va rezista mai mult. În loc de a lăsa presiunea gazelor să acționeze în partea anterioară a găurii, cum este cazul burajului cu lut, el le va obliga să-și exercite acțiunea pe porțiunea masivului, afectat lungimii integrale a găurii.

Consecința: detunătura este mult mai înfundată, fum mai puțin, evitarea eliminării burajului și a fundurilor de găuri (pahare).

Încercările de împușcare cu buraje cu nisip s-au executat în minele Lupeni, Vulcan, Aninoasa și Petrila, atît la înaintări în steril, cît și în cărbuni, precum și în abataje. S-a împușcat cu explozivi ordinari, cu dacită, apoi cu noii explozivi de siguranță A.G.I.C. și A.G.2S.

S-au efectuat în total 358 de trageri, însumînd un număr global de 4 654 de găuri de mină. Tragerile s-au efectuat atît cu capse cu întîrziere, cît și cu capse instantanee, conform normelor din tehnica securității.

Economia de explozivi realizată prin împușcarea cu buraj cu nisip suflat a fost de 29% la înaintările în steril, unde s-a utilizat dinamită și capse cu întîrziere, 19% la împușcarea cu dacită și capse instantanee la înaintări în cărbuni și 24% la împușcarea cu A.G.I.C. și capse instantanee în abataje.

Toate încercările s-au executat în bune condiții, fără a se înregistra rateuri sau accidente de altă natură.

Burajul s-a executat cu pistolul pneumatic de burare tip Kotta (fig. 2). Acesta se compune dintr-un rezervor cilindric *1*, terminat la unul din capete cu o țeavă *2* de 30 mm diametru interior și 250 mm lungime, iar la celălalt cu un racord *3* pentru cuplarea la furtunul cu aer comprimat. Rezervorul este umplut cu nisip, capacitatea lui asigurînd executarea unui buraj de 1 m lungime, pentru diametre de gaură obișnuite. Nisipul din rezervor este suflat în gaura de mină cu ajutorul aerului comprimat, sub regim turbulent. Dispozitivul se leagă direct la furtunul de aer comprimat, regimul turbulent asigurîndu-se prin poziția celor două țevi de admisie a aerului comprimat în rezervorul dispozitivului.

Granulația optimă a nisipului utilizat s-a constatat a fi de 0—1 mm 40—50%; 1—3 mm 25%; 3—5 mm 25—35%. Cu nisipul ușor umezit (astfel că strîns cu mîna să nu se aglomereze) se poate executa un buraj corespunzător și la înclinări ale găurii de 45°.

În afară de economia de exploziv, prin aplicarea burajului cu nisip suflat se mai realizează și o economie foarte importantă de timp față de burajul cu lut, injectarea nisipului în gaură făcîndu-se în cîteva secunde, în timp ce confecționarea găluștelor de lut și introducerea lor în gaură reclamă 3—4 minute de fiecare încărcătură.

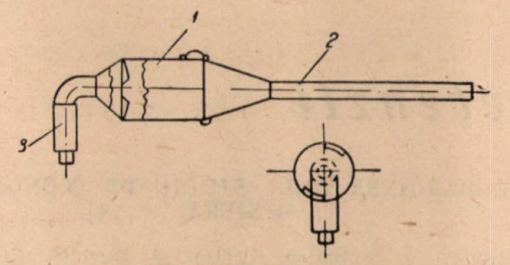


Fig. 2

Burajul cu nisip este și de calitate constantă, executarea lui nefiind la discreția artificierului, eliminîndu-se deci influența factorului personal.

El aduce o contribuție importantă pentru securitatea împușcării; permite ca reacțiile datorite exploziei să fie mai complete; suprimă găurile cu burajul aruncat și a celor supraîncărcate, care prezintă o sursă continuă de pericole.

Este suficient să amintim de cele mai grave explozii petrecute în trecut în minele de cărbuni din țara noastră și care s-au datorit utilizării improprii a explozivilor și a unui buraj necorespunzător.

Se poate aduce, însă, ca obiecție întemeiată burajul cu nisip suflat și anume că acesta mărește pericolul îmbolnăvirii minerilor de silicoză, datorită dispersiunii prafului de silice în atmosfera minei, după împușcare. Acest inconvenient se remediază utilizînd în loc de nisip calcar măcinat la granulația optimă pentru nisip, cunoscîndu-se însușirile chimice alcaline ale lui.

Un fapt îmbucurător este acela că muncitorii s-au obișnuit repede cu acest fel de buraj, care a fost satisfăcător, deoarece el le economisește timpul, aducîndu-le și un cîștig de salariu; foarte mulți muncitori au cerut să li se dea cît mai curînd pistoale de buraj cu nisip.

În urma rezultatelor obținute, utilizarea burajului cu nisip suflat este pe cale a se generaliza în minele din Valea Jiului, fiecare mină confecționîndu-și un număr de pistoale de injectat nisip, iar aplicarea burajului cu nisip este pe cale de a trece din faza de experimentare în aceea de aplicare industrială generalizată.

BIBLIOGRAFIE

[1] I. Ioesten: *Die Wirkungen der verschiedenen Besatzarten beim Schiessen mit handfesten Spregstoffen*, Glückauf 1925, pag. 898.

[2] M. Verrier: *Essais de bourrage au sable à la Compagnie des mines d'Amzin.* Revue de l'Industrie minérale 1938, pag. 277.

Recenzii

PE MARGINEA UNUI STUDIU DE ECONOMIE MINIERĂ

Revista de Statistică, organ al Direcţiei Centrale de Statistică a R.P.R., publică în numărul 4/1958, un interesant studiu privitor la determinarea reală a nivelului productivităţii muncii în industria minieră.

I. Teich autorul acestui studiu, pe care îl intitulează *„Corectarea metodei naturale de calcul al productivităţii muncii cu aplicaţie la industria minieră"* are un punct de vedere propriu care concură la elucidarea acestei probleme.

Problema determinării reale a productivităţii muncii în industria minieră a fost discutată în diferite lucrări şi ea a fost dezbătută şi în coloanele revistei noastre. În general, cei care s-au ocupat de elaborarea sau aplicarea în practica minieră a unor indicatori ai productivităţii muncii au privit problema sub aspectul pur al calculului, fără a-i da o interpretare tehnico-economică. Autorul articolului reluînd o metodă de calcul al productivităţii muncii elaborată de autori sovietici, urmăreşte realizarea acestei apropieri dintre procesul tehnologic şi metodă. Astfel, prezintă metoda de calcul a lui Zovrîkin, Kijiner şi Kundin, examinînd fazele care se succed în procesul tehnologic minier şi relevînd categoriile de muncitori şi locurile de muncă, care influenţează nivelul productivităţii muncii.

Autorul opune această metodă metodei actuale de calcul care se aplică în mod curent în industria minieră şi care este mai puţin eficientă.

Metoda actuală de calcul ţine seama de următoarele elemente:

Q — producţia lunară;
m_1 — numărul de muncitori în abataj;
m'_1 — numărul de muncitori în lucrări de pregătire;
m_2 — numărul de muncitori la alte lucrări subterane;
m'_2 — numărul de muncitori la lucrări de suprafaţă în legătură cu mina;
m''_2 — numărul de muncitori la alte lucrări de suprafaţă.

Schema de calcul al productivităţii muncii pe faze tehnologice, în funcţie de elementele indicate este următoarea:

— productivitatea în abataj $P_1 = \frac{Q}{m_1}$

— productivitatea pe zăcămînt $P_2 = \frac{Q}{m_1 + m'_1}$

— productivitatea în subteran $P_3 = \frac{Q}{m_1 + m'_1 + m_2}$

— productivitatea pe mină $P_4 = \frac{Q}{m_1 + m'_1 + m_2 + m'_2}$

— productivitatea pe exploatare $P_5 = \frac{Q}{m_1 + m'_1 + m_2 + m'_2 + m''_2} = \frac{Q}{\Sigma m}$

Această metodă prezintă o lipsă importantă prin aceea că nu reflectă în mod just influenţa fiecărei grupe de muncitori ce se includ în proces. În adevăr, din formulă rezultă că acelaşi număr de muncitori va scădea productivitatea cu atît mai puţin cu cît se va include mai tîrziu în proces, ceea ce nu este logic.

Pentru a elimina acest neajuns, autorii sovietici Zvorîkin, Kirjiner şi Kundin, utilizînd aceleaşi elemente de mai sus redate sub forma unor ponderi, indică următoarea schemă de calcul:

— productivitatea în abataj

$$P_1 = \frac{Q}{m_1}$$

— productivitatea pe zăcămînt

$$P_2 = P_1\left(1 - \frac{m'_1}{\Sigma m}\right)$$

— productivitatea pe subteran

$$P_3 = P_1\left(1 - \frac{m'_1 + m_2}{\Sigma m}\right)$$

— productivitatea pe mină

$$P_4 = P_1\left(1 - \frac{m'_1 + m_2 + m'_2}{\Sigma m}\right)$$

— productivitatea pe exploatare

$$P_5 = P_1\left(1 - \frac{m'_1 + m_2 + m'_2 + m''_2}{\Sigma m}\right) = \frac{Q}{\Sigma m}$$

Metoda Zvorîkin, Kirjiner şi Kundin reliefează faptul că fazele ce se succed proceselor din abataj scad nivelul productivităţii muncii în abataj, proporţional cu sporul numărului de muncitori din procesele respective care se includ în calcul, ceea ce este perfect logic şi just.

Introducerea în practică a metodei propuse de Zvorîkin, Kirjiner şi Kundin ar da posibilităţi unei juste cunoaşteri a productivităţii muncii miniere pe fazele procesului de producţie.

Ing. **Cornel Colan**

Z. Adjukewicz: **Limitele economice ale aplicării rambleajului hidraulic.** Przeglad Gorniczy, 7 (1957) nr. 10, p. 501—504.

Din punctul de vedere al costurilor ridicate şi al unei serii de dificultăţi legate de aplicarea rambleului hidraulic este indicată limitarea rambleului în cazurile în care el nu este necesar pentru tehnica securităţii şi exploatarea raţională, cu atît mai mult cu cît rezultatele economice ale sistemului de exploatare cu prăbuşire sînt mai avantajoase. S-au efectuat cercetări în legătură cu aplicarea sistemelor de exploatare cu prăbuşire în cîteva zeci de mine care aplică rambleul hidraulic, executîndu-se un calcul comparativ al costurilor şi pierderilor de exploatare pentru diferitele sisteme de exploatare. Din aceste cercetări rezultă că într-o serie de cazuri este posibilă înlocuirea sistemelor cu rambleu prin sisteme cu prăbuşire, obţinîndu-se economii destul de importante. O dată cu alegerea bună a sistemului de exploatare de către o mină, se iveşte necesitatea şi posibilitatea analizei precise a necesităţii aplicării rambleului hidraulic, ceea ce permite să se limiteze aplicarea acestuia în practică în cazurile justificate şi obţinerea prin aceasta a anumitor economii.

N. P. Tabacopulo: **Lucrări de dezvoltare a tehnicii preparării minereurilor din S.U.A.** Gornîi Jurnal 132 (1957) nr. 12, p. 58—60.

Caracteristică este realizarea unor scheme în care flotaţia este combinată cu leşierea sau prăjirea, leşierea cu separarea magnetică, gravitaţia cu prăjirea.

Cercetările întreprinse au dovedit că la măcinarea în mori cele mai bune rezultate se obţin folosind bile de diametru mic şi turaţii mari. Au fost introduse morile Aerofal şi de asemenea au fost realizate maşini de sfărîmat pe principiul accelerării rotirii particulelor de minereu; (acestea se rotesc în jurul axei lor, dezvoltă forţa centrifugală, care fiind proporţională cu greutatea duce la sfărîmarea mai înaintată a produselor mari).

La o serie de uzine s-a introdus clasarea uscată, site curbe încălzite şi site spirale. In ce priveşte leşierea se tinde spre folosirea presiunilor şi a temperaturilor ridicate. La noile uzine, taconita se prepară în medii dense. In ce priveşte prepararea minereurilor de mangan se aplică prăjirea la temperatură redusă, leşierea şi depunerea manganului sub formă de carbonat.

E. J. Kimmins: **Exploatarea stratelor subţiri de cărbuni din Anglia.** Iron and Coal, 175 (1957), nr. 4675, p. 465—1477.

Cărbunii englezi sînt foarte tari şi necesită totdeauna tăierea mecanică sau cu explozivi. Producţia obţinută din strate cu grosimi sub 90 cm a depăşit în ultimii ani 20% din producţia totală, fapt care a impus mecanizarea cît mai înaintată a exploatării stratelor de acest gen. In mod obişnuit abatajele au lungimi de 110 m, oscilînd de la 80 la 220 m. In aceste abataje şi în special în cele din stratele sub 60 cm grosime se folosesc transportoare pitice; în general benzi transportoare sau benzi-covor. Susţinerea se face cu stîlpi de lemn sau oţel şi grinzi metalice iar dirijarea prin stive.

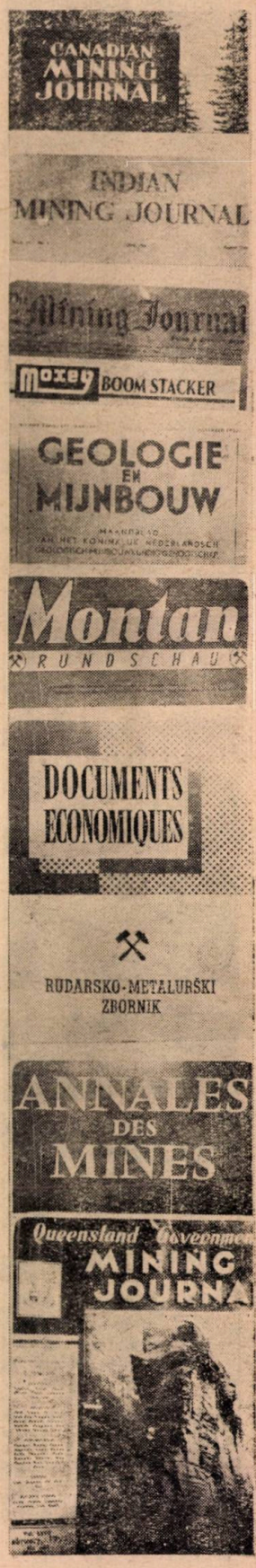
In unele abataje încărcarea şi transportul se efectuează cu screpere. In ce priveşte tăierea se folosesc haveze cu două braţe (unul mai lung şi unul scurt suprapus) avînd la extremităţi pivoţi de havare, sau haveze cu patru braţe suprapuse. In 1956 a fost introdus experimental şi un plug „Löbbe". Totuşi cele mai bune rezultate au fost obţinute prin aplicarea puşcării în apă sub presiune, metodă care a fost experimentată trei ani; dificultăţile care mai persistă constau în necesitatea realizării unei maşini care să execute găuri cu lungime egală cu a abatajului. În prezent se experimentează o combină identică cu tipul sovietic UKT1.

I. S. Bogdanov: **Unele particularităţi ale flotaţiei minereurilor feroase.** Gornîi Jurnal 132 (1957), nr. 8, p. 3—9.

Cercetările efectuate la Mehanobr au arătat că celulele de flotaţie cu viteză mare a rotorului şi consum mare de apă nu asigură obţinerea unor rezultate bune la flotarea minereurilor de fier. Necesitatea deşlamării minereului înainte de flotaţie depinde de conţinutul în clasa —5—10 mm Gradul de sfărîmare al minereului depinde de colectorul folosit. Rezultatele cele mai bune se obţin folosind colectori cationici cu adaos de sodă care măreşte selectivitatea şi reduce consumul de colector. Prezenţa magnetitei nu influenţează rezultatele, în cazul folosirii colectorilor anionici care colectează magnetita împreună cu hematita.

Complexul susţinerii M-9. Mehanizaţia trudoemkih i tiajolih rabot, 11 (1957), nr. 8, p. 17—21.

Susţinerea mecanizată M-9 constă din trei părţi: elementele din front care susţin coperişul deasupra combinei şi transportorului, elementele de prăbuşire cu care se face dirijarea coperişului şi care sînt plasate dincolo de transportor şi elementele pentru transport care menţin stîlpii în timpul deplasării spre front a întregului ansamblu. Inălţimea variază de la 400 la 700 mm, iar lungimea: 2 500 mm în front, 1 700 mm la dirijare şi 1 500 mm la transportor. Instalaţia este calculată la 150 t pentru elementele de dirijare, 10 t pentru cele din front şi 5 t pentru cele de transport. Pasul de avansare este de circa 1 m iar greutatea elementelor: 42 kg cel din front, 160 kg cel de dirijare şi 32 kg cel de transport. Stîlpii din front susţin grinzi de 2,52 m din oţel aliat. Stîlpii de dirijare sînt de tip OKM. Folosirea acestei susţineri a permis mărirea cu 60—100% a productivităţii şi a producţiei, reducerea de cinci ori a consumului de lemn şi cu 32% a costului tonei de cărbune.



DOCUMENTARE

Noua mașină de rambleat pneumatic tip BPZM 2m. Ugol 32 (1957), nr. 7 (iulie), 32—34.

Noul tip de mașină de rambleat se deosebește de precedentele prin aceea că are alimentatorul vertical montat la periferia unui tambur de tip revolver cu 8 orificii de împingere a rambleului. Capacitatea mașinii: 100 m³/oră, la presiune de 3 kg/m² a aerului și la o distanță de transport de 300 m, cu un motor de 11 kW și la o greutate de 4 500 kg. Gabarit: 3 260 × 1 590 × 1 500.

Mașina lucrează fără zgomot, permite umezirea materialului și datorită gabaritului redus poate fi montată în apropierea abatajului.

Susținere din fibre de sticlă. Ugol 32 (1957), nr. 10 (oct.), p. 25—31.

Institutul de cercetări pentru cărbuni a analizat o serie de materiale cu greutate specifică mică pentru a fi folosite la susținere și a determinat că fibrele de sticlă în masă de smoală corespund perfect acestui scop. Acest material s-a folosit în minele din R.D.G. la jgheaburile transportoarelor cu raclete, iar în alte țări și la tuburi de aeraj.

Rezistența specifică a materialelor din fibră de sticlă este mai mare de 3 ori decît a lemnului și de 1,5—3 ori decît a aliajelor de aluminiu și oțel. Afară de aceasta, materialul este anizotrop, hidrofob, nu se corodează. Deoarece materialul este omogen și anizotrop se pot combina elemente cu orientări diferite ale fibrei obținîndu-se puncte cu caracteristici locale diferite. Rezistența la întindere variază de la 50 la 95 kg/m² în funcție de numărul de strate de fibră (50—91%). Alungirea materialului la rupere este de 1,5% și nu depinde în limite largi de variația temperaturii. La rupere materialul se desface brutal dar nu complet, permițînd să-și păstreze capacitatea portantă.

Greutatea acestui tip de susținere este de 7—8 ori mai mică decît cea metalică și de 3 ori mai redusă ca cea de lemn.

Incercările s-au efectuat cu stîlpi telescopici la care ambele piese erau din fibră de sticlă și ulterior cu stîlpi hidraulici din același material.

Greutatea specifică: 1,42; presiunea interioară de rupere 462 kg/cm² (față de 572 la oțel), presiunea exterioară de rupere 267 kg/cm² (față de 395 la oțel), prețul pe 1 m liniar 8,85 ruble (față de 22,11 la cel din oțel).

Noutăți în tehnica lucrărilor la zi în țările capitaliste. Gornîi Jurnal 132 (1957) nr. 10 (oct.), p. 44—47.

Principala caracteristică a dezvoltării exploatărilor la zi în țările capitaliste este realizarea de noi întreprinderi pentru exploatarea zăcămintelor sărace. Acesta este cazul din S.U.A. și Canada unde se exploatează în capacități de 10 milioane tone/an la conținuturi de 35—37% Fe.

Acolo unde rocile sînt moi se folosesc excavatoare de 2,3 m³ și a căror presiune specifică pe teren este foarte redusă. In general, se folosesc sondeze percutante cu cablu cu dispozitivul de percuție înecat în fundul găurii. La forajul rotativ se folosesc sape cu role care permit realizări de 46 m gaură/schimb; prelungirea tijelor se face mecanizat, iar presiunea pe fundul găurii se reglează automat în funcție de tăria rocii. Incărcarea explozivului este mecanizată.

Excavatoarele au cupe de 4,6—7,6 m³ din oțel aliat, fapt care permite mărirea capacității cupei fără a mări greutatea mașinii. In noile construcții aerisirea cabinei de comandă se face printr-o instalație de condiționare a aerului.

Transportul se efectuează în special auto cu capacitate destul de mare și în construcții ce permit întoarceri scurte la 90°.

Capacitatea mașinilor variază de la 7—70 t uneori cu remorci a căror capacitate atinge 125 t. Studiile întreprinse arată economicitatea folosirii autocamioanelor cu capacități de 25—55 t. In ultimul timp caroseria și benele se fac din aluminiu.

Folosirea transportoarelor este o măsură radicală în continuă dezvoltare. Ultimele construcții de benzi au dispozitive mecanice de deplasare cu care urmăresc înaintarea abatajului.

Operațiile auxiliare se efectuează în general cu mașini universale: tractor, buldozer, screper, graifăr. Se observă tendința înlocuirii șenilelor cu pneuri.

Căile dezvoltării tehnicii procedeelor speciale de săpare a lucrărilor miniere. Ugol, 32 (1957), nr. 7 (iulie), p. 1—4.

Autorul arată la început confuziile ce pot lua naștere datorită diferitelor denumiri date procedeelor speciale de săpare, diversități cauzate de faptul că procedeele speciale de săpare sînt tipice în diferite țări cu zăcăminte tipice.

In continuare, autorul face o succintă prezentare istorică a evoluției procedeelor speciale de săpare, insistînd asupra dezvoltării pe care aceste procedee au căpătat-o în prezent în U.R.S.S. Este interesant de notat afirmația că în bazinul Moscovei nu se sapă nici un puț fără a folosi un procedeu special și că în acest bazin anual se sapă 1 000 m puț prin congelare și 450 m puț prin procedeul cu aer comprimat.

Trecînd în revistă cerințele diferitelor bazine și domeniul săpării prin procedee speciale autorul precizează principalele sarcini în acest domeniu: modernizarea procedeului de forare a puțurilor, mărirea eficacității economice a procedeului cu congelare, extinderea procedeelor speciale la săparea galeriilor, crearea de noi procedee de consolidare chimică și termică.

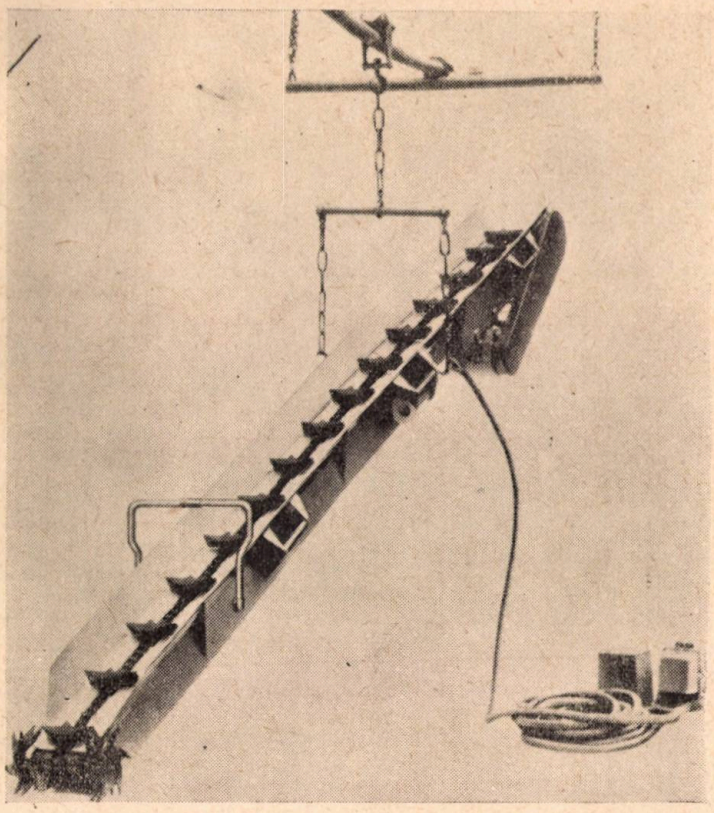
Perforator telescopic puternic și rapid. Gornîi Jurnal, 132 (1957), nr. 12. (dec.), p. 32.

Tipul PTS are greutatea de 32 kg, 3 760 lovituri pe minut, lucrul mecanic al unei lovituri 6,34 kgm, putere 5,3 CP, raportul dintre greutate și putere 6 kg/CP datorat măririi diametrului și reducerii cursei pistonului. Perforatorul PTS posedă dispozitiv automat de reglare a forței axiale. In roci de tărie medie a prezentat o viteză aproape dublă față de perforatoarele existente.

I. P. 2, c. 2210

MŰSZAKI-KÖNYV 1883

ÎNCĂRCĂTORUL PITIC „KÓTA" DESCHIDE PERSPECTIVE NOI MECANIZĂRII OPERAȚIEI DE INCĂRCARE A CĂRBUNILOR



Unul din avantajele încărcătorului pitic „Kóta" este, între altele, faptul că încărcătorul nu este dependent de neregularitățile solului, deoarece poate acoperi, dintr-o poziție suspendată, o suprafață de 15 m².

O primă montare a mașiniinecesită un timp de 15 — 20 de minute. Încărcătorul mecanizează încărcarea, operația cea mai dificilă în industria minieră.

Construcția mașinii este simplă, greutatea ei nu trece de 200 kg, ceea ce determină ușurința cu care poate fi transportată.

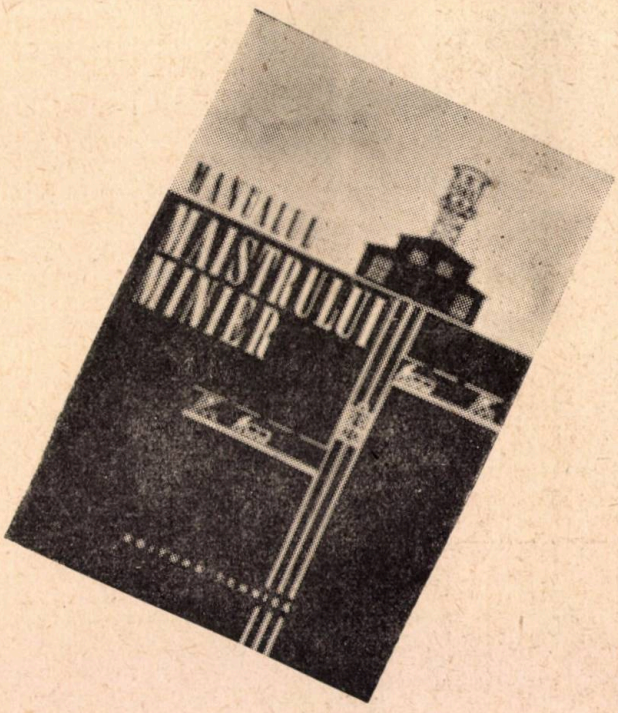
Încărcătorul pitic „Kóta" s-a dovedit bun în extracția cărbunelui, economic în practică și este preferat de cercurile de specialiști.

Exportator: NIKEX

Intreprindere maghiară de comerț exterior pentru produse ale industriei grele. Budapesta, V. str. Dorottyia, 6. Scrisori : Budapesta 4. Căsuța poștală 103, Telegrame: NIKEXPORT, Budapesta. Telef : 601.

De curînd a apărut în cadrul Editurii Tehnice, „MANUALUL MAISTRULUI MINIER" sub redactarea generală a prof. ing. Melenciuc V. Manualul tratează următoarele discipline:

I. Matematici generale pag. 5—26; II. Elemente de mecanică și electrotehnică, pag. 27—36; III. Elemente de topografie minieră, pag. 38—56; IV. Geologia generală și geologia zăcămintelor din R.P.R., pag. 59—83; V. Proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și importanța lor pentru lucrările miniere, pag. 84—90; VI. Materiale întrebuințate în industria minieră, pag. 91—111; VII. Lucrări de deschidere a zăcămintelor, pag. 113—118; VIII. Lucrări de perforare și explodare, pag. 119—138; IX. Săparea și susținerea lucrărilor miniere principale, pag. 139—152; X. Metode de exploatare, pag. 154—184; XI. Aerajul minier, pag. 189—201; XII. Iluminatul în mină, pag. 204—209; XIII. Mecanica minieră, pag. 211—247; XIV. Transportul subteran, pag. 250—266; XV. Lucrări de evacuare a sterilului și organizarea haldei, pag. 268—272; XVI. Organizarea muncii, pag. 273—295; XVII. Tehnica securității, pag. 297—316; XVIII. Prepararea minereurilor și a cărbunilor, pag. 318—378.



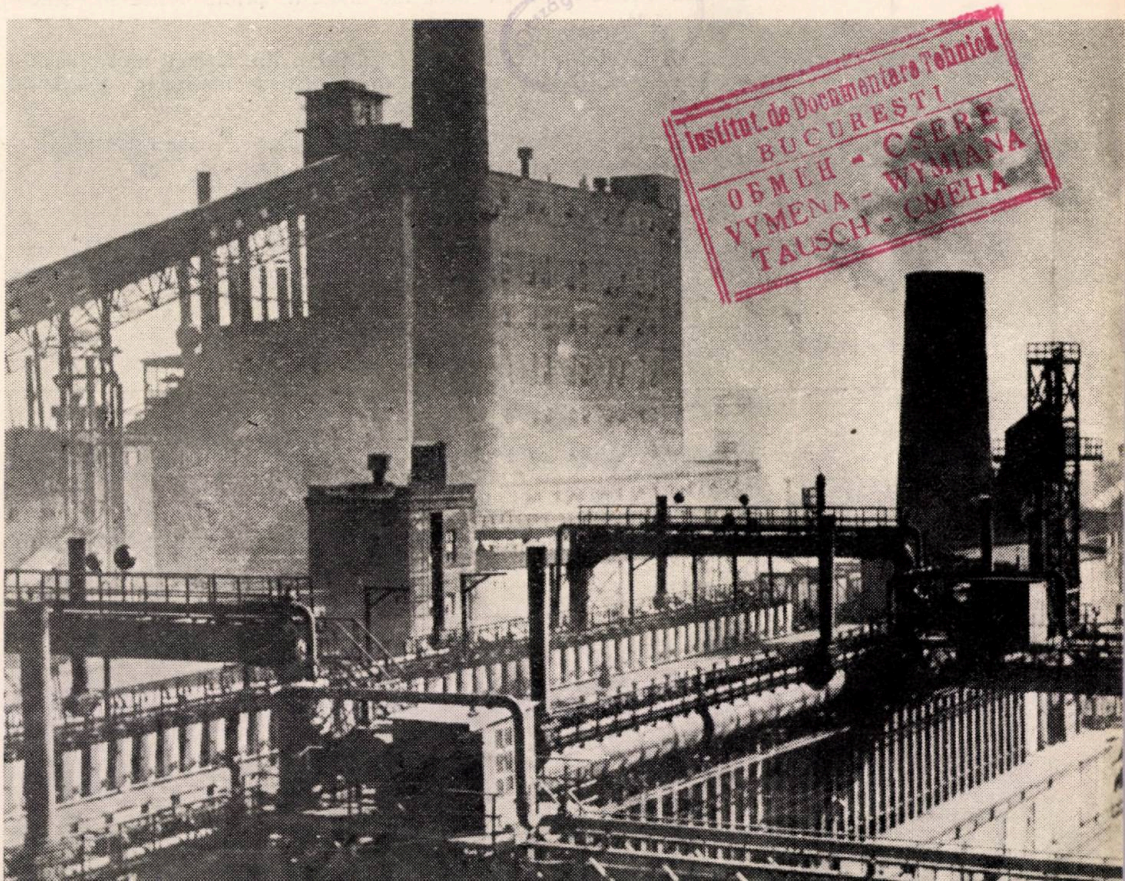
„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. al Ministerului Industriei Grele — Departamentul Cărbune și Minereuri și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere). Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 3.07.30 și 3.57.28. — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual — Prețul unui exemplar: lei 5.

Lei 5

E 1433

KAT

Revista MINELOR



Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

9

1958

ASIT

Septembrie
1958
Anul IX
Nr. 9

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R. AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE — DEPARTAMENTUL CĂRBUNE ȘI MINEREURI ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.57.28 și 13.07.30

SUMAR

Pag.

VORONCA A.: **Rezultate obținute prin măsurătorile geofizice aplicate în găurile de sondă în prospectarea cărbunilor.** 387—401

BLUM I. și ROSENBERG M.: **Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R.P.R.—VI. Semicarbonizarea lignitilor.** 402—409

SUPERCEANU C., MAIERU O. și GROSU A.: **Zăcămintele de disten din Carpații Meridionali ca bază de materii prime refractare silico-aluminoase.** 410—414

BARBU I. și TEODORESCU NARCISSA: **Cocs din cărbuni necocsificabili — VI —. Utilajele semiindustriale pentru realizarea procesului tehnologic.** 414—419

CHIRA V.: **Despre problemele de aeraj ale minei „Petre Gheorghe"-Săsar în legătură cu combaterea prafului silicogen** 420—425

DIN ACTIVITATEA ASIT

* * * **Consfătuirea ASIT cu privire la: „Criteriile de clasificare a rezervelor de substanțe minerale utile, cu aplicare la zăcămintele din R.P.R.".** 425—426

DOCUMENTARE

Coperta noastră: **Uzina cocsochimică din Zaporoje (Ucraina). Instalațiile de cocsificare.**

MŰSZAKI-TUDOMÁNYI-KÖNYVTÁR-ORSZÁGOS-...
1965

REVISTA MINELOR

ANUL IX — Nr. 9 — SEPTEMBRIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

VORONCA A. Результаты достигнутые геофизическими измерениями в разведочных скважинах на уголь. Расматриваются преимущества применения геофизических методов по сравнению с колонковым бурением. Приводятся результаты измерений, полученные геофизическими методами в Банате и Долине Жиу. Отмечается, что в нынешней экспериментальной стадии применение данного вида измерений дает возможность обнаружить уголь, определить проходимые породы и восполнить пробелы колонкового бурения.

Revista Minelor (1958), № 9. стр. 391—405

BLUM I. и ROSENBERG M.: Некоторые технико-экономические вопросы переработки и использования бурого угля в Румынии. IV. Полуобугливание лигнитов. Проводится технико-экономическое сравнение полуобугливания различных сортов лигнита. Авторы приходят к заключению, что при нынешнем положении полуобугливание лигнита не является рентабельным способом его освоения в Румынии.

Revista Minelor (1958), № 9, стр. 406—413

SUPERCEANU C., MAIERU O. и GROSU A.: Месторождения дистенав Южных Карпатах—сырьевая база для динаса. Дается описание месторождений дистена $Al_2O_3\,SiO_2$ с 64% Al_2O_3 и 37% SiO_2 (в Южных Карпатах—кристалические массивы Семеник, Себеш и Фагараш представляющих в основном сырьевую базу для производства динаса, силумина и алюминия, а также источник разработки галлия, германия, таллия и индия.

Revista Minelor (1958), № 9, стр. 414—418

BARBU I. и TEODORESCU NARCISA: Кокс из некоксующихся углей. VI. Полупромышленные и промышленные установки для осуществления технологического процесса. Подробно описывается оборудование для производства брикетов, главным образом их крупномасштабного коксования. в том числе: вертикальная наклонная печь периодического действия; вертикальная печь непрерывного или полунепрерывного действия; вертикальная печь непрерывного действия с внутренним нагревоми; печь классического типа и др. Приводится ряд характеристик получаемой шихты.

Revista Minelor (1958), № 9, стр. 418—423

КИРА В.: К вопросу о вентиляции шахты „Петре Георге" (Сасар) в связи с борьбой против силикогенной пыли. Отмечаются встреченные затруднения и мероприятия необходимые в целях обеспечения соответствующей вентиляции, культурных условий труда и предупреждения отравления рудничным газом. Подробно рассматривается значение искусственой вентиляции, а также новые методы борьбы с силикогенной пылью.

Revista Minelor (1958), № 9, стр. 424—429

CONTENTS

A. VORONCA: The results of the geophysical measurements used at the sonde holes in coal prospecting. It briefly presents the advantages got by using geophysical methods as compared with mechanical coring. It gives the results of the measurements got by geophysical methods in Banat and Jiu Valley. It reaches the conclusion that in the present stage of experiments, with the help of these methods they can detect coal, identify roks and complete the gaps of mechanical coring.

Revista Minelor No. 9/1958, p. 391—405.

BLUM I. and ROSENBERG M.: Concerning some technical and economic aspects of treatment and beneficiation of lignite in R.P.R. IV. Lignite-semi-carbonization. It analyses the technical and economic aspects of semi-carbonization of different kinds of lignite reaching the conclusion that nowadays in R.P.R. the semi-carbonization does not represent an economical method of coal beneficiation.

Revista Minelor No. 9/1958, p. 406—413.

SUPERCEANU C. and MAIERU O: Disthen deposits from „Southern Carpathians" as fire-proof raw material — silicate-aluminium. It presents the disthen deposits ($Al_2O_3\,SiO_2$ with 63 per cent Al_2O_3 and 37 per cent SiO_2) from „Southern Carpathians": Semenic, Sebeş and Făgăraş chains, used as fire-proof silicate aluminium raw material used as an ore for Si and Al dressing and a source for gallium, germanium, thallium and indium.

Revista Minelor No. 9/1958, p. 414—448.

BARBU I. and NARCISA TEODORESCU: Coke obtained from non-coking coal (VI). Semi-industrial and industrial machinery for the fulfilment or the technological process.

It briefly presents the machinery that permits to produce briquettes and particulary their large scale coking, such as: the oblique discontinuous vertical-furnace, the continuous or semi-continuous vertical furnace, the continuous vertical furnace with internal heating, the classical one, etc. It gives the characteristics of the obtained charges as well.

Revista Minelor No. 9/1958, p. 418—423.

CHIRA V.: The ventilation problem of „Petre Gheorghe" mine (Sasar) in connection with the struggle against silicogen dust. It shows the difficulties as well as the measures which are to be taken in order to fulfil the required mine ventilation aiming at the best conditions of work and the preventing from the poisoning with nocive gas. It deals at the same time with the importance of the artificial mine ventilation and new methods to prevent from the silicogen dust as well.

Revista Minelor No. 9/1958, p. 424—429.

INHALT

VORONCA A.: **Ergebnisse der in Schürfbohrungen durchgeführten geophysikalischen Messungen bei der Aufsuchung der Kohlenlagerstätten.** Man gibt einen Überblick auf die Vorteile der geophysikalischen Messungen gegenüber dem mechanischen Kernbohren. Weiter sind die Ergebnisse der im Banat und in Valea Jiului mit geophysikalischen Methoden durchgeführten Messungen wiedergegeben. Man kommt zu dem Schluss dass, bei dem heutigen Stand der Erfahrungen auf diesem Gebiet, die Erkennung der Kohlenlagerstätten, die Identifizierung der geologischen Formationen und das Füllen der von der Kernbohrung zurückgelassenen Lücken mit geophysikalischen Messungen durchaus möglich sind.

Revista Minelor Nr. 9/1958, S.391—405.

BLUM I. und ROSENBERG M.: Uber einige technischen und wirtschaftlichen Fragen bei der Aufbereitung der rumänischen lignitischen Braunkohle. IV. Die Halbschwelung. Technische und wirtschaftliche Faktoren der Halbschwelung verschiedener Lignitsorten sind vergleichend zusammengestellt. Man kommt zu dem Schluss, dass bei den gegebenen Verhältnissen die Halbschwelung in der R.V.R. einen unwirtschaftlichen Weg zur Verwertung lignitischer Braunkohle darstellt.

Revista Minelor Nr. 9/1958, S. 406—413.

SUPERCEANU C. and MAIERU O.: Die Disthenlagerstätten der Südkarpathen als Rohstoffbasis für siliko-aluminöse feuerfeste Erzeugnisse. In dem Aufsatz sind die Disthenlagerstätten (Al_2O_3/SiO_2 mit 63% Al_2O_3 und 37% SiO_2) der Südkarpathen (die Kristallingebirge von Semenic, Sebeş und Făgăraş) dargestellt, die als Rohstoffbasis für siliko-aluminöse feuerfeste Erzeugnisse, für Silumin, Aluminium sowie, untergeordnet, für Gallium, Germanium, Thallium und Indium betrachtet sind.

Revista Minelor Nr. 9/1958, S. 414—418.

BARBU I. und NARCISA TEODORESCU: Koks aus unverkokbarer Kohle. (VI). Die für den technologischen Prozess nötige halbindustrielle und industrielle Ausstattung. Man gibt eine kurgefasste Darstellung der für die Herstellung der Brikette und besonders für ihre massenhafte Verkokung nötigen Geräte und Einrichtungen, wie: des senkrechten unkontinuierlichen Schiefofens, des senkrechten kontinuierlichen oder halbkontinuierlichen Ofens; des klassischen Ofens, usw. Es sind ebenfalls einige Kennzeichen der erhaltenen Beschickungen angegeben.

Revista Minelor Nr. 9/1958, S. 418—423.

CHIRA V.: Über einige Bewetterungsprobleme der Grube „Petre Gheorghe" (Săsar) in Zusammenhang mit der Bekämpfung des kieselsäurehaltigen Staubes. Man betont auf die Schwierigkeiten sowie auf die für die Erreichung einer wirksamen Bewetterung zu ergreifenden Massnahmen, um beste Arbeitsbedigungen sowie Entfernung der Gasvergiftungsgefahr zu erzielen. Man macht ebenfalls Betrachtungen über die Bedeutung einer künstlichen Bewetterung sowie über die neuen für die Bekämpfung des kieselsäurehaltigen Staubes anzuwendenden Methoden.

Revista Minelor Nr. 9/1958, S. 424—429.

SOMMAIRE

VORONCA A.: **Résultats obtenus dans la prospection du charbon par des mesurages géophysiques effectués dans les sondes.** On passe en revue les avantages remportés sur le carottage mécanique par l'application des méthodes géophysiques. On donne les résultats des mesurages obtenus à l'aide des méthodes géophysiques dans le Banate et dans la Vallée du Jiu et l'on arrive à la conclusion que, dans l'état actuel des expériences dans ce domaine, on peut détecter le charbon, identifier les formations rencontrées et compléter les lacunes laissées par le carottage mécanique.

Revista Minelor No. 9/1958, p. 391—405.

BLUM I. et ROSENBERG M: Sur quelques aspects techniques et économiques de la préparation et de l'ennoblissement du charbon brun lignitique de la R.P.R. IV. Semi-carbonisation du lignite. On analyse les aspects comparatifs techniques et économiques de la semi-carbonisation des différentes sortes de lignite et on conclut que, dans les conditions données, la semi-carbonisation du lignite dans la R.P.R. ne représente pas une voie économique d'ennoblissement.

Revista Minelor No. 9/1958, p. 406—413.

SUPERCEANU C. et MAIERU O.: Les gisements de matière première réfractaire silicoalumineuse. Dans cet article on présente les gisements de disthène ($Al_2O_3SO_2$ avec 63% Al_2O_3 et 37% SiO_2) des Carpathes méridionales (les massifs Semenic, Sebeş et Făgăraş), considérés comme base de matière première réfractaire silicoalumineuse, comme minerai pour la fabrication du silumin et de l'aluminium et, subordonné, comme source de gallium, germanium, thallium et indium.

Revista Minelor Nr. 9/1958, p. 414—418.

BARBU I. et NARCISA TEODORESCU: Le coke obtenu des charbons incokéfiables (VI). L'équipement demi-industriel et industriel pour la réalisation du processus technologique. Les auteurs font une courte présentation de l'équipement qui permet la réalisation de la fabrication des briquettes et surtout de leur cokéfaction sur grande échelle, à savoir: le four oblique discontinu vertical, le four vertical continu ou demi-continu, le four vertical continu à chauffage interne, le four classique, etc. On donne aussi une série de caractéristiques sur les charges obtenues.

Revista Minelor Nr. 9/1958, p. 418—423.

CHIRA V.: Sur quelques problèmes d'aérage de la mine „Petre Gheorghe" (Săsar) par rapport à la lutte contre la poussière siliceuse. On présente les difficultés ainsi que les mesures à prendre pour réaliser un aérage correspondant, en vue d'assurer des conditions optima de travail et de prévenir les intoxications par les gazes nocifs. L'auteur fait aussi des considérations sur l'importance de l'aénage artificiel et sur les nouvelles méthodes utilisées dans la lutte contre la poussière siliceuse.

Revista Minelor Nr. 9/1958, p. 424—429.

Rezultate obținute prin măsurătorile geofizice aplicate în găurile de sondă în prospectarea cărbunilor

Ing. A. Voronca

Prospectarea cărbunilor prin foraje servește pentru descoperirea de zăcăminte noi, calculul rezervelor respective, cît și pentru proiectarea exploatărilor.

Prospectarea acestor zăcăminte în R.P.R. se face prin extragerea continuă a probelor de teren pe porțiunile presupuse productive.

Pentru reușita acestei metode, scoaterea aproape integrală a probelor de teren este o condiție esențială, altfel profilul stratigrafic al găurii de sondă devine discontinuu și în porțiunile cu hiatusuri — care se produc, mai ales, în stratele de cărbuni care în general sînt mai greu de recuperat — geologul rămîne în plină incertitudine.

In mod teoretic, scoaterea integrală a probelor de teren pare o operație simplă, însă practica forajului arată că această operație nu reușește în toate cazurile și, mai ales, deficiențele cele mai mari se produc în stratele purtătoare de cărbuni, cu toată perfecțiunea atinsă în ultimul timp în fabricarea utilajului necesar și a instrucțiunilor date. Recuperarea depinde de o serie de factori, care sînt specifici fiecărei regiuni unde se execută forajele de explorare, de utilajul întrebuințat, dar în reușita acestei operații contează, în special, factorul om (sondorul șef), care conduce direct forajul și de a cărui stare psihică depinde de multe ori reușita operației.

In industria de petrol, pentru a înlătura inconvenientele semnalate, s-au introdus măsurătorile speciale în găurile de sondă, în ordinea introducerii lor: diagrafie electrică, termică și de radioactivitate. Aceste procedee înlocuiesc aproape total carotajul mecanic ca metodă de investigație, atît la forajele de exploatare, cît și la cele de explorare.

Aceste măsurători speciale sînt întrebuințate pe scară industrială în U.R.S.S., în unele țări de democrație populară și în unele țări din apus pentru prospectarea cărbunilor prin sonde, cu rezultate tot atît de bune ca și cele obținute în industria de petrol. In această privință, prof. V. N. Dahnov spune într-o scrisoare adresată nouă: „In U.R.S.S. metodele geofizice se aplică pe scară largă pentru prospectarea și explorarea cărbunelui și, în special, pentru studierea profilelor sondelor de cărbuni, unde, cu ajutorul acestor metode, în fiecare an se pune în evidență un mare număr de strate carbonifere omise, se precizează grosimea lor și se calculează rezervele".

Considerînd rezultatele excepționale obținute în industria de petrol, adică într-un domeniu asemănător de activitate, precum și rezultatele obținute în țările cu tehnică avansată pentru explorarea zăcămintelor de cărbuni, Ministerul Minelor din R.P.R., prin întreprinderile sale de resort, T.E.C. și T.P.E.D.M.N., a început să aplice măsurătorile geofizice în găurile de sondă pentru detectarea stratelor de cărbuni.

Programul propus a fost următorul:

1. Prin măsurătorile geofizice — în primă etapă — să se completeze hiatusurile produse în profilul stratigrafic dat de carotajul mecanic, fără a se mai executa recarotări sau chiar uneori resăparea totală a unor sonde.

2. Pe măsura punerii la punct a acestor măsurători — în etapa a doua — să se reducă carotajul mecanic pînă la înlocuirea totală a lui prin măsurători geofizice, acolo unde aceasta va fi posibilă.

Avantajele metodei carotajului mecanic continuu constau în alcătuirea profilului stratigrafic pe baza examinării probelor de teren extrase, bineînțeles dacă ele sînt procentual suficient de mari și neturburate. De asemenea, probele din util servesc la efectuarea analizelor fizice și chimice pentru determinarea calității minereului, respectiv a cărbunelui.

Deficiențele acestei metode sînt:

— prețul de cost ridicat;

— durata mare a forajului, urmare a extragerii frecvente a carotierei, consecință a marșurilor scurte, pentru a avea un recuperaj bun;

— probabilitatea de a avea un profil stratigrafic incomplet, urmare a hiatusurilor ce se pot produce;

— resăparea parțială sau uneori chiar totală a găurilor de sondă, în acest din urmă caz.

Introducerea carotajului geofizic prezintă următoarele avantaje:

1. Reducerea prețului de cost pe metru forat cu 30—50%, în cazul că se ajunge la înlocuirea carotajului meçanic prin măsurători geofizice.

2. Viteza de foraj se va dubla și, în consecință, pentru același volum de lucrări numărul echipelor și al utilajelor se va reduce la jumătate.

3. Interpretarea geologică bazată pe diagramele măsurătorilor speciale va fi superioară celei bazate pe probele mecanice și lipsită de hiatusuri.

4. Cercetarea materialului rezultat, de o parte diagrame și de cealaltă parte mii de metri de material pămîntos, este mult mai comodă din punct de vedere științific. Depozitarea acestui material documentar este mult mai puțin costisitoare, de o parte magazii voluminoase cu mii de cutii de probe și de cealaltă parte cîteva dulapuri cu diagrame.

5. Păstrarea diagramelor de măsurători geofizice în timp nu are termen, pe cînd conservarea cutiilor de probe este limitată la cîțiva ani; în consecință, o reconsiderare a probelor de teren după cîțiva ani, în cazul unei controverse geologice, este imposibilă, în timp ce cercetarea rezultatelor geofizice exprimate prin diagrame este posibilă oricînd.

★

In sprijinul afirmației că prețul de cost pe metru forat se reduce cu 30—50%, se menționează următoarele:

— V. V. Greciuhin, în articolul său „Rezultatele lucrărilor geologice în bazinul carbonifer din Peciora", publicat în „Razvedka i Ohrana Nedr" nr. 5/1957, afirmă:

Indicii economici ai forajului fără carotaj mecanic sînt următorii:

- productivitatea muncii a crescut cu 51%;
- prețul de cost s-a redus cu 37%;
- cîștigul muncitorilor a crescut cu 19%.

Notăm că aceste rezultate au fost obținute cu utilaje vechi și în perioada de adaptare a tehnologiei forajului de explorare fără extragere de carote.

— Considerînd datele din normele noastre oficiale republicane, rezultă că prin forajul numai cu sapa în locul forajului prin carotaj mecanic continuu se pot obține următoarele reduceri:

Sondaje în Valea Jiului

— ad. 775 m	— reducerea timpului de lucru	51,65%
	— reducerea prețului pe m forat	51,50%
— ad. 440 m	— reducerea timpului de lucru	36,88%
	— reducerea prețului pe m forat	38,61%

Sondaje la Schitu Goleşti

— ad. 400 m	— reducerea timpului de lucru	45,63%
	— reducerea prețului pe m forat	37,50%

— Considerînd date reale de foraj în cadrul T.P.E.D.M.N., rezultă următoarele reduceri la prețul pe metru forat în %, săpînd fără carotaj mecanic, plus costul carotajelor geofizice, față de forajul cu carotaj continuu în util, plus recarotările survenite:

- Sondeze: Valea Jiului 61,83% Lignit 57,14%
- Sonde BU—40: Valea Jiului 45,00% Banat 44,36%

— In „Revue de l'Industrie Minerale" nr. 610, din iunie 1954, ing. C. Rosoff afirmă că un metru forat în condițiile carotajului mecanic continuu a costat 4000 franci, iar un metru forat cu sapa și carotat geofizic — 1800 franci (45%). Același autor în „Numero Special I. R." din ianuarie 1956 al aceleiași reviste, precizează că prospectarea lignitilor din Renania se face prin foraje fără carotaj mecanic, identificarea lor făcîndu-se prin carotaj electric normal, microcarotaj, radioactivitate naturală, iar din timp în timp se iau probe laterale cu ciupitorul. Aceste metode au permis reducerea la mai puțin de jumătate a prețului de cost pe metru forat.

★

Procedeul preconizat pentru viitoarele explorări a fost cel clasic, și anume după adaptarea diagrafiilor electrice, de radioactivitate și termice pentru detectarea stratelor de cărbuni, în regiunile noi de explorare se vor săpa cîteva sonde de referință prin carotaj mecanic continuu, cu un recuperaj ridicat, iar la terminarea fiecărei sonde se va executa toată gama de măsurători speciale, alegîndu-se dintre ele acelea care sînt mai indicate pentru detectarea stratelor cu cărbuni, urmînd ca după ce s-au stabilit procedeele geofizice cele mai indicate în regiunea respectivă, sondele următoare să se sape cu un carotaj mecanic foarte redus sau chiar fără carotaj mecanic, iar detectarea cărbunilor cum și grosimea lor să se facă prin măsurătorile speciale indicate pentru această regiune.

In urma studiilor efectuate s-a ajuns la concluzia că vor trebui să se încerce pentru prospectarea cărbunilor următoarele procedee geofizice:

Diagrafie electrică

Macrodispozitive

- Electrocarotaj normal (rezistivitate — P.S.).
- Carotaj electrolitic (potențial remanent).
- Carotaj ecranat și laterolog (carotaj cu curent focalizat).
- Carotaj prin inducție (inductolog).

Microdispozitive

- Microcarotaj.
- Microlaterolog.

Diagrafie de radioactvitate

— Înregistrări de radioactivitate naturală (gama natural).
— Înregistrări de radioactivitate indusă (provocată) :
  a) Neutron-gama.
  b) Neutron-neutron.
  c) Gama-gama.
— Spectrometria radiațiilor gama naturale și provocate.

Diagrafie termică

— Termometrie simplă.
— Termometrie diferențială.

Întreprinderea noastră neposedînd o aparatură adecvată executării operațiilor indicate anterior, a efectuat aceste măsurători prin „Întreprinderea de carotaje și perforări" a Ministerului Chimiei și Petrolului.

Această întreprindere nu a putut executa toate operațiile enumerate anterior, efectuînd numai următoarele măsurători :

Diagrafie electrică

Macrodispozitive

— Electrocarotaj normal.
— Carotaj electrolitic.
— Carotaj ecranat.

Microdispozitive

— Microcarotaj.

Diagrafie de radioactivitate

— Înregistrări de radioactivitate naturală (gama natural).
— Înregistrări de radioactivitate indusă (neutron-gama).

Diagrafie termică

— Termometrie simplă.

Pentru celelalte măsurători nu au aparatura cuvenită.

Primele măsurători sistematice în cadrul Ministerului Minelor s-au început în vara anului 1956 de către T.E.C.

Perioada de experiență se împarte în două faze :

1. *Faza experiențelor pentru detectarea cărbunilor.* Studii și experiențe pentru precizarea metodelor geofizice specifice detectării cărbunilor, obținîndu-se rezultate remarcabile mai ales cu metoda combinată gama-natural și neutron-gama.

2. *Faza punerii la punct a procedeelor de detectare și precizarea grosimii stratelor cu cărbuni.* S-a observat că înregistrările de electrocarotaj, radioactivitate și termometrie au putut satisface exigența explorării cărbunilor numai din punct de vedere al detectării lor, dar nu și al precizării grosimii lor. La cererea și insistența noastră, s-au introdus pentru prima oară în R.P.R. măsurătorile de microcarotaj ; prima sondă din țară căreia i s-a putut aplica această metodă a fost sonda *D* Petrila, din Valea Jiului.

Ca urmare a introducerii acestei metode, a crescut simțitor precizia măsurătorilor, iar prin introducerea înregistrărilor de microcarotaj la scara 1/50 s-a ajuns la precizarea grosimii stratelor cu o aproximație de cîțiva centimetri.

In cele ce urmează, vom arăta rezultatele obținute în cele două bazine carbonifere unde s-au experimentat aceste măsurători speciale, și anume în Valea Jiului și Banat.

In general, înregistrările s-au făcut la scara 1:200, care s-a dovedit cea mai potrivită pentru aceste două regiuni.

Diagrafie electrică

Electrocarotaj normal. Măsurătorile de rezistivitate făcute cu distanța între electrozii standard din petrol B 0,3 A2M—M 0,3 A2B au dat rezultate neconcludente, și anume, separarea diferitelor strate între ele și, în special, a celor de cărbuni de stratele adiacente, nu a fost posibilă din cauza efectului de ecranare a acestor strate, datorită distanței mari dintre electrozi.

Schimbînd distanța dintre electrozi (B0,1 A0,5M M0,1 A0,5B ; B0,1 A1M-M0,1 A1B ; B0.1 A2M-M0,1 A2B ; electroda de calcar), s-au obținut rezultate satisfăcătoare, în special cu prima electrodă, putîndu-se citi anomalii în dreptul stratelor de cărbuni (fig. 1 și 8).

Electrocarotajul normal permite și o corelare între sonde și între diversele porțiuni explorate ale aceleiași regiuni.

Carotaj electrolitic (potențial remanent). Încercări de carotaj electrolitic s-au făcut în Banat și Valea Jiului. Primele încercări nu au dat rezultate concludente din cauza rezistivității mari a rocilor din porțiunea productivă, nu s-au putut depăși intensități de curent de 200 m A, iar curbele $\Delta V = f(i)$ obținute au alura curbelor de rezistivitate aparentă prezentînd anomalii în fața stratelor de cărbuni și a altor strate cu rezistivitate foarte ridicată (unele gresii și marno-calcare) (fig. 8).

S-a încercat să se reducă rezistivitatea noroiului, introducînd 100—200 kg sare la un vagon de noroi. Considerentul a fost că în urma dizolvării ClNa se vor naște ioni de Cl, care fiind activați prin curentul electric ce se introduce în găurile de sondă, se spera să se obțină anomalii pregnante în fața stratelor de cărbuni. Probele făcute în aceste condiții în Valea Jiului la o sondă nu au dat rezultate.

Incercările vor continua, deoarece acest procedeu ar trebui să dea rezultate care ar putea separa stratele de cărbuni de rocile înconjurătoare și, în special, de gresii.

Carotaj ecranat. A dat rezultate inferioare electrocarotajului normal și, în consecință, s-a renunțat la el.

Microcarotaj. Microcarotajul a fost efectuat la început cu următoarele distanțe între electrozi:

$M_1M_2 = 0{,}050$ m
$A_0M_1 = 0{,}025$ m

pe urmă s-a lucrat cu

$M_1M_2 = 0{,}075$ m.
$A_0M_1 = 0{,}050$ m.

care pare să dea înregistrări mai concludente.

Diagramele au fost executate la scara 1 : 200, pentru a putea fi ușor comparate cu celelalte înregistrări, iar pentru porțiunile presupuse cu strate de cărbuni s-au făcut înregistrări la scara 1 : 50.

În cazul cînd stratele de cărbuni au fost detectate pe alte căi, înregistrările la scara 1 : 50 au dat rezultate prețioase pentru precizarea grosimii lor și a intercalațiilor de steril cuprinse între ele (fig. 2 și 4), ea putînd fi estimată cu o aproximație de plus-minus cîțiva centimetri.

Examinînd fig. 7, care reprezintă diverse carotaje geofizice executate la sonda *D* Valea Jiului, se observă minuțiozitatea cu care microcarotajul a înregistrat grosimea stratelor întîlnite și, în special, atragem atenția asupra stratului *d*, unde se observă că porțiunea superioară a acestui strat prezintă o altă factură, față de partea inferioară formată din intercalații de cărbune și bancuri de steril. Anomalia prezentată de partea superioară este formată de o curbă de rezistivitate mai redusă și cu variații mici în comparație cu partea inferioară, care prezintă mai multe anomalii sub forma unor picuri de amplitudini ridicate. Rezultă, deci, că partea superioară a acestui strat se prezintă sub forma unei mase cărbunoase mai omogene, însă cu un procentaj mai ridicat de impurități (argilă), iar partea inferioară este formată din intercalații de steril și de cărbuni mai curați.

Diagrafie radioactivă

Metoda a fost folosită înregistrîndu-se radiații gama-naturale și gama provocate prin bombardarea găurii de sondă cu neutroni rapizi, obținîndu-se rezultate bune, și anume minimele prezentate concomitent de cele două diagrame, corelate cu rezistivitățile ridicate date de electrocarotajul normal, detectează prezența cărbunilor.

Această metodă combinată a fost pentru prima dată întrebuințată în R.P.R., pentru detectarea cărbunilor, ca urmare a propunerii făcute în 1956. Din cît se cunoaște atît din literatura sovietică cît și din cea apuseană, metoda detectării cărbunilor ce conțin substanțe volatile prin minimile concomitente prezentate de cele două înregistrări gama-naturale și neutron-gama nu a fost încă preconizată nici în străinătate.

Considerentele care au condus la propunerea acestei metode sînt:

Rocile, atît cele sedimentare, cît și cele metamorfice, posedă o radioactivitate naturală, care variază după natura rocii.

Mecanismul repartiției radioelementelor în roci nu este încă bine cunoscut, în special, în ceea ce privește rocile sedimentare. Se presupune că radioactivitatea naturală se datorește prezenței în roci a unor cantități mici de elemente aparținînd seriilor radioactive ale uraniului, toriului și potasiului (izotop K-40).

Radioactivitatea rocilor sedimentare întîlnite mai frecvent prin găurile de sondă se prezintă astfel:

Cărbunele, anhidrida, sarea	echivalent de radiu pe gram de rocă. $1-2\text{x}10^{-12}$
Gresiile, nisipurile, calcarele, dolomitele	echivalent de radiu pe gram de rocă. $2-10\text{x}10^{-12}$
Argilele, marnele,	echivalent de radiu pe gram de rocă. $8-25\text{x}10^{-12}$
Argile organice, marine, marnele, potasa,	echivalent de radiu pe gram de rocă. $60-100\text{x}10^{-12}$

Din tabelă se vede că stratele de cărbuni trebuie să prezinte un minimum de radiații gama-naturale, ceea ce se observă în înregistrările făcute atît la noi, cît și în străinătate. Trebuie să precizăm însă că, atît în Banat, cît și în Valea Jiului, unele gresii prezintă aceleași minime de radiații gama-naturale și, în consecință, numai înregistrările de radiații gama-naturale nu pot distinge toate gresiile de cărbuni. Pentru înlăturarea acestui inconvenient, s-a înregistrat și o diagramă de radiații gama provocate (neutron-gama). Stratele de gresii ce prezintă minime pe curba gama-natural prezintă anomalii mai mici sau mai mari pe curba neutron-gama, în timp ce stratele cu cărbuni prezintă minime pe ambele curbe.

Radiațiile gama-provocate se datoresc bombardării rocilor din gaura de sondă cu o sursă de neutroni rapizi, de înaltă energie, care este coborîtă în gaura de sondă. Neutronii rapizi în cursul traiectoriilor se ciocnesc cu numeroși nuclei ai diverșilor atomi, care intră în compoziția rocilor. La fiecare ciocnire, neutronii rapizi pierd o parte variabilă a energiei lor. După ce au parcurs o traiectorie oarecare într-o rocă, ei au pierdut cea mai mare parte din energia lor inițială și au atins nivelul „termic" de energie redusă. Neutronii termici cînd se află într-un mediu conținînd atomi de hidrogen sînt capturați în mod rapid de nucleele acestor atomi. În timpul capturii, sînt emise una sau mai multe cuante gama. Aceste cuante, la rîndul lor, se deplasează în toate direcțiile, pînă cînd sînt absorbite în cea mai mare parte de rocile întîlnite, atingînd un minimum de radiație pînă la contorul de înregistrare; distanța de la sursa de neutroni pînă la contorii

de înregistrare este astfel calculată încît rocile care conţin cantităţi importante de hidrogen sînt înregistrate cu minime pe diagramele de neutron-gama *).

Fenomenele descrise mai sus se exprimă prin formule, în modul următor:

$$Be_4^9 + H_2^4 \rightarrow C_6^{12} + n_0^1 \qquad H_1^1 + n_0^1 \rightarrow H_1^2 + \gamma$$

Acest fenomen se întîmplă şi în faţa stratelor cu cărbuni, care, prin conţinutul lor în substanţe volatile, au şi un conţinut bogat în hidrogen (4—5% în Valea Jiului), care poate provoca fenomenul de captură descris anterior; drept consecinţă, în faţa stratelor cu cărbuni se obţin înregistrări minimale de raze γ provocate, spre deosebire de gresii, care sau nu sînt purtătoare de apă (seci), sau datorită cimentării lor au o porozitate mai mică, în consecinţă un conţinut mai redus în apă şi, deci, în atomi de hidrogen ca stratele de cărbune, raportul fiind de circa $1^1/_2$—2 în favoarea cărbunilor.

Acest fenomen a fost observat prin comparaţie între Doman, Anina şi Valea Jiului, şi anume, cărbunele din Doman, fiind ceva mai sărac în substanţe volatile, prezintă curbe de înregistrare gama-neutron mai puţin pregnante ca cele din Anina, dar mai ales în comparaţie cu Valea Jiului. In acest din urmă bazin carbonifer se obţin anomaliile minimale cele mai pregnante.

Ca urmare a observaţiilor anterioare, detectarea cărbunilor în Valea Jiului şi Banat se poate face prin utilizarea înregistrărilor radiaţiilor gama-naturale şi gama-provocate.

Inregistrările s-au făcut cu o staţie automată A.K.C/L-53 şi un dispozitiv de fund N.G.G.K.-55 de provenienţă sovietică.

Lucrînd cu o sursă de neutroni de energie normală (neepuizată) şi contori Geiger-Müller neuzaţi, cu o viteză de ridicare a dispozitivului de fund de 100—120 m/h, cu un timp de integrare de 12", sensibilităţi: gama-natural 200—400 imp/min; neutron-gama 600—1 200 imp/min, s-au obţinut diagrame care prezintă minime concomitente pregnante în faţa stratelor de cărbuni. Pentru ilustrarea celor afirmate, trebuie analizate diagramele din figurile 1, 3, 5, 6, 7, 8, 9.

Respectînd normele indicate anterior, precum şi raportul diametrelor dintre dispozitivul de măsură şi gaura de sondă, se pot detecta cu actuala aparatură strate de cărbuni de la 0,20 m în sus. Desigur, înlocuirea actualilor contori Geiger-Müller cu contori cu „scintilaţie" va permite o fineţe de înregistrare mult mai mare.

Actualele înregistrări de radiaţie radioactivă după o citire atentă a diagramelor permit şi o precizare a litologiei rocilor întîlnite în gaura de sondă.

Termometrie

Această operaţie a fost executată cu termometre obişnuite întrebuinţate în sondele de petrol, bazate pe diferenţa de potenţial creată într-o punte Wheatstone coborîtă în găurile de sondă, care înregistrează variaţia de temperatură a rocilor întîlnite, plus treapta geotermică. Termometrele sînt fabricate de I.C.P. Ploeşti, după o licenţă sovietică şi una a ing. Balica.

Rezultatele obţinute prezintă interes, şi anume, în faţa stratelor cu cărbuni s-au observat în unele cazuri anomalii în sondele din Valea Jiului (fig. 5—6).

Procedeul va trebui continuat, adăugîndu-i-se îmbunătăţiri bazate pe experienţa obţinută şi este posibil ca el să contribuie în viitor la detectarea stratelor de cărbuni.

Probe de teren luate cu ciupitorul lateral

Probele luate cu ciupitorul lateral împreună cu măsurătorile geofizice au permis să se completeze lacunele datorite carotajului mecanic la unele sonde din Valea Jiului, Anina (fig. 2) şi Doman (fig. 4). Aparatele întrebuinţate sînt confecţionate de Intreprinderea de Carotaje şi Perforări Ploeşti şi au fost construite pentru terenurile mai moi din petrol, din această cauză randamentul lor statistic în scoaterea probelor este mai redus (15%).

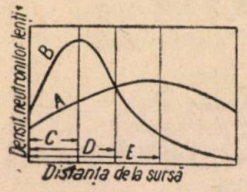
S-a preconizat un nou prototip de ciupitor lateral, ţinîndu-se seama de duritatea ridicată a rocilor din bazinele carbonifere din Banat şi Valea Jiului; realizarea este în fază experimentală.

★

In rezumat, rezultatele obţinute sînt:

Electrocarotajul va permite corelarea sondelor între ele şi între regiuni cu profil stratigrafic asemănător şi va ajuta la identificarea stratelor cu cărbuni prin anomaliile de rezistivitate ridicată, pe care le prezintă.

*) În fig. alăturată se poate vedea modul cum înregistrează contorii radiaţiile gama, în funcţie de conţinutul în *H* al rocilor şi de distanţa dintre sursa de neutroni şi contori. Dacă contorul este aşezat la o distanţă *C* (relativ mică) faţă de sursa de neutroni, în cazul unei roci cu conţinutul mare în *H*, densitatea neutronilor lenţi şi deci şi a intensităţii radiaţiei gama secundară este mare, şi invers pentru o rocă cu conţinut mic în *H*. Dacă contorul este aşezat la o distanţă *E* (relativ mare) de sursa de neutroni, densitatea neutronilor lenţi şi deci şi a radiaţiei gama secundară este mai mică pentru rocile cu conţinut mare în *H*, şi invers pentru rocile cu conţinut mic în *H*.



Curba A reprezintă variaţia neutronilor lenţi (radiaţii γ secundare) a unei roci cu conţinut redus în *H*. *Curba B* reprezintă variaţia neutronilor lenţi (radiaţii γ secundare) a unei roci cu conţinut bogat în *H*.

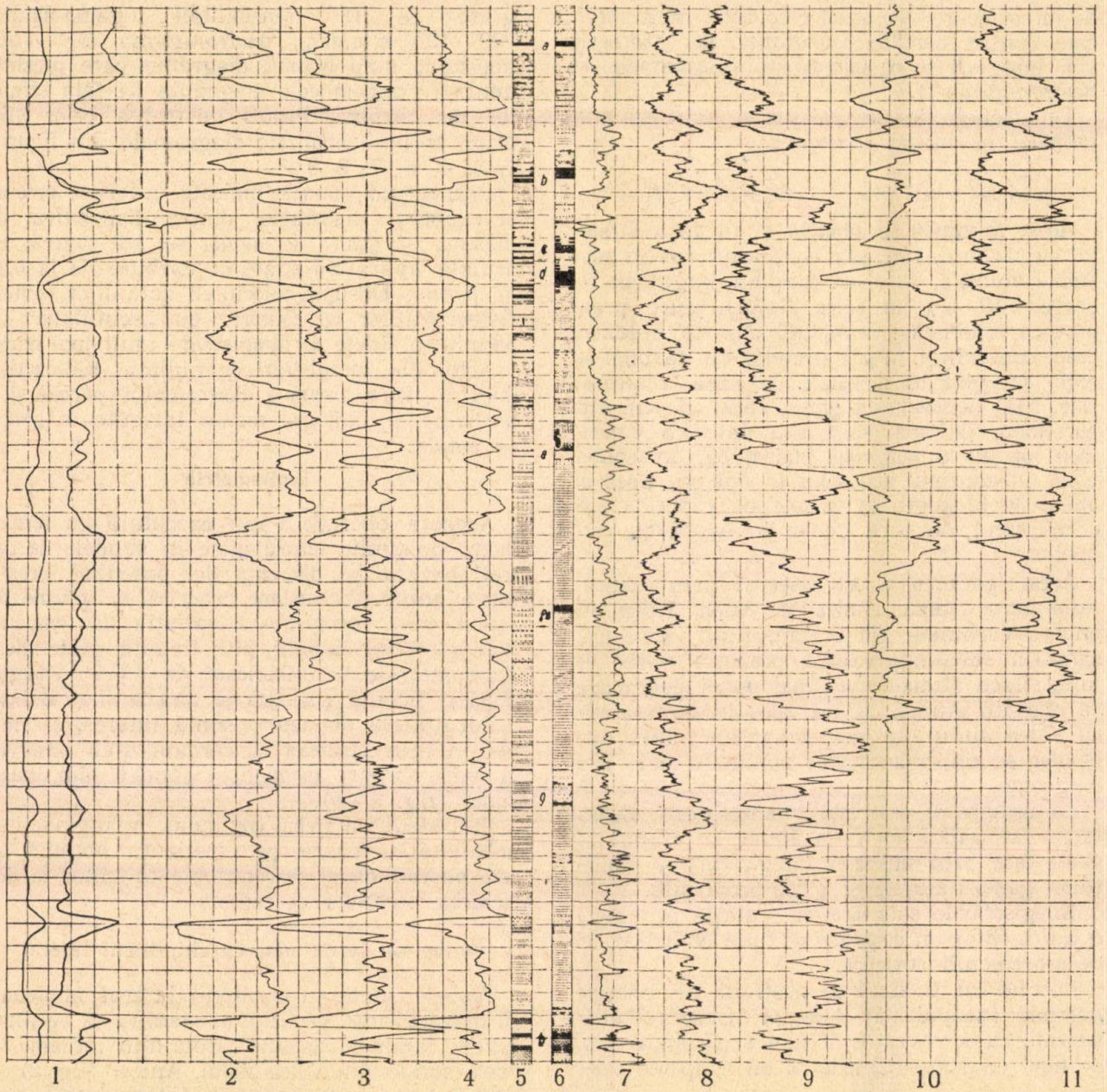


Fig. 1. Sonda 0 Banat: *1* — potențial spontan; *2, 3, 4* — electrocarotaj; *5* — coloana stratigrafică bazată pe carotajul mecanic; *6* — coloană stratigrafică interpretată după măsurătorile geofizice; *7* — microcarotaj; *8, 10* — carotaj γ natural; *9, 11* — carotaj neutron γ.

Nisip fin, mijlociu, grosier
Pietriș
Grohotiș
Argilă
Argilă șistoasă
Gresie
Conglomerat
Brecie
Calcare
Marnă
Gips
Sare
Asfalt
Cărbune
Tuf vulcanic în general
Cristalin
Marno-calcare
Nisip argilos
Nisip cărbunos
Rocă slab nisipoasă
Rocă nisipoasă
Nisip marnos
Nisip calcaros
Nisip silicios
Nisip grezos
Nisip cu intercalații de argilă
Nisip asfaltos
Nisip slab asfaltos
Nisip cu intercalații de marnă
Argilă nisipoasă
Argilă cărbunoasă
Argilă parțial cărbunoasă
Argilă marnoasă
Argilă cu intercalații de nisipuri
Argilă cu intercalații de marne
Marnă nisipoasă
Marnă argiloasă
Marnă carbunoasă
Marnă cu intercalații de nisipuri
Marnă cu intercalații de argilă
Rocă foarte nisipoasă
Riolit
Cărbune cu intercalații de marnă
Cărbune cu intercalații de argilă
Cărbune argilos
Gresie silicioasă
Concrețiuni
Nisip gazeifer
Nisip acvifer
Înclinarea stratului
52°

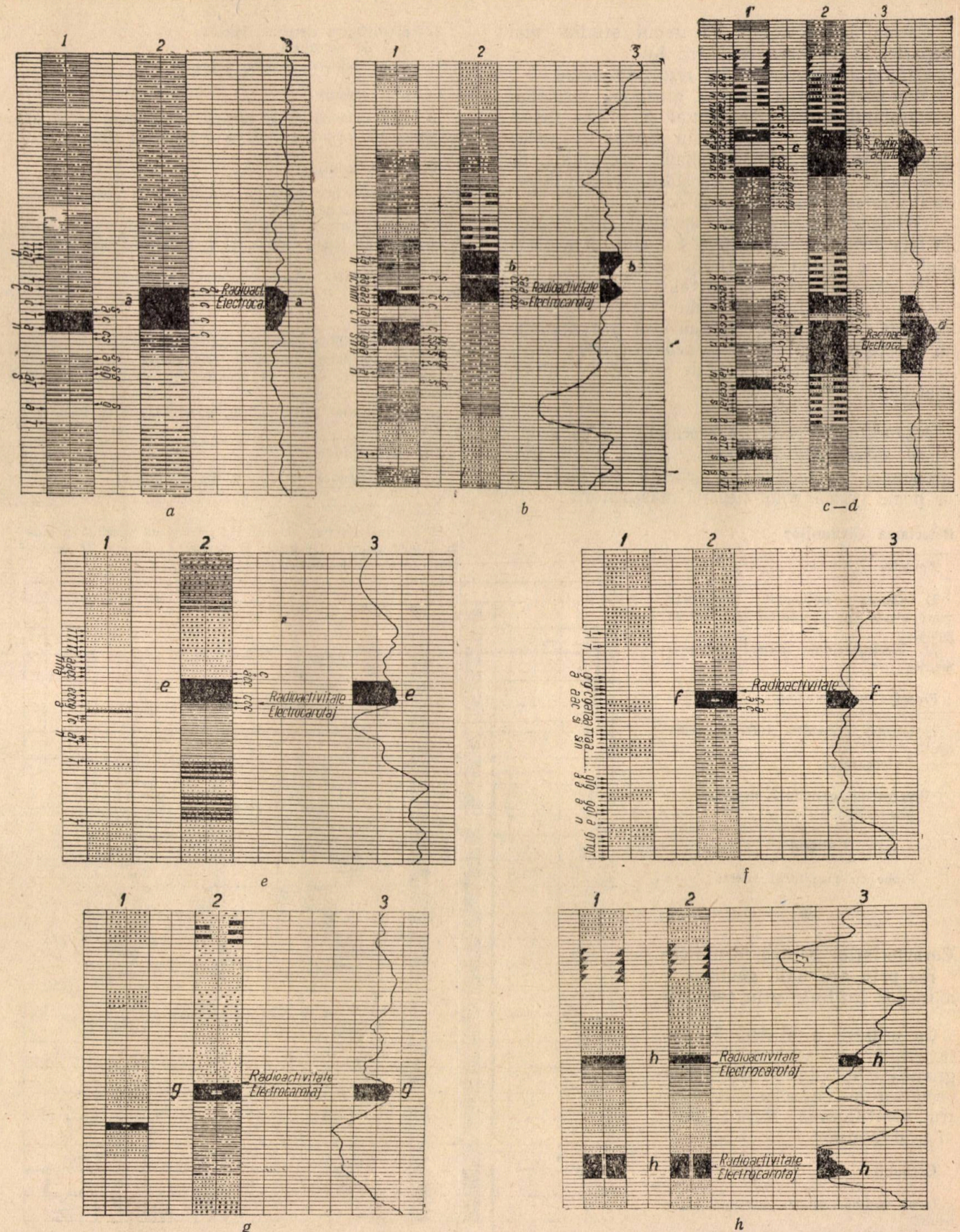


Fig. 2. Detalii asupra stratelor (a, b, c, d, e, f, g, h) cu cărbuni ale sondei 0 Anina din fig. 1: *1* — coloana stratigrafică obținută prin carotajul mecanic; *2* — coloana stratigrafică interpretată ținînd seama de diagramele geofizice din fig. 1 — probele luate cu ciupitorul lateral sînt marcate prin săgeți în figurile *a, b, c, d, e, f, h* 3 — microcarotaj executat la scara 1/50 pentru precizarea grosimii stratelor.

Carotajul electrolitic va trebui studiat mai departe, în vederea realizării lui.

Carotajul ecranat a dat rezultate slabe.

Microcarotajul a precizat grosimea stratelor.

Carotajul radioactiv natural şi indus, detectează stratele cu cărbuni în Banat şi Valea Jiului prin minimile simultane prezentate de cele două diagrame şi constituie cheia detectării stratelor cu cărbuni în aceste regiuni.

Termometria prezintă anomalii interesante în faţa stratelor cu cărbuni. Credem că această metodă va putea fi perfecţionată.

Probele cu ciupitorul lateral au dat rezultate, însă aparatele fiind construite pentru terenurile mai moi din petrol, randamentul lor statistic în scoaterea probelor este redus (15%). Sperăm ca aparatele modificate să dea rezultate mai bune.

★

Măsurătorile geofizice executate au ca scop: unele, detectarea cărbunilor, altele, precizarea grosimilor respective. În schema de mai jos, se poate vedea rolul fiecărei măsurători.

Detectarea cărbunilor

Procedee definitive:

1) Carotaj radioactiv (înregistrări concomitente gama-natural şi neutron-gama).
2) Electrocarotaj normal (rezistivimetrie).

Procedee experimentale:

1) Carotaj electrolitic (potenţial remanent).
2) Termocarotaj.

Precizarea grosimii stratelor

— Microcarotaj.

Control

— Probe cu ciupitorul lateral.

★

Caracteristici pentru identificarea prin anomalii geofizice a rocilor întîlnite prin sondagii

Ca urmare a interpretării anomaliilor prezentate de diagramele obţinute, se pot indica următoarele caracteristici pentru identificarea rocilor întîlnite în sonde:

Cărbunii

1. a) radioactivitatea naturală foarte redusă.
   b) radioactivitatea provocată prin bombardarea cu neutroni rapizi foarte ridicată din cauza procentului ridicat de H, prezentînd deci anomalii de minimum.
2. Rezistivitatea electrică ridicată.
3. Lipsă de porozitate.
4. Conductibilitatea termică redusă.

Cărbunii argiloşi

Aceleaşi anomalii ca la cărbuni, dar din ce în ce mai atenuate, pe măsura creşterii procentului de argilă.

Argilă cărbunoasă

1. Radioactivitatea naturală ridicată, drept urmare a conţinutului ridicat de argilă.
2. Radioactivitatea provocată uşor ridicată, drept urmare a conţinutului relativ ridicat în *H*, prezentînd deci anomalii de minimum.
3. Rezistivitatea redusă, datorită conţinutului ridicat de argilă.

Argilele

1. Radioactivitatea naturală relativ ridicată.
2. Radioactivitatea provocată relativ ridicată, din cauza procentului mare de *H*, ca urmare a conţinutului mare de apă.
3. Rezistivitatea foarte redusă, apropiindu-se de linia O a rezistivităţilor.

Şisturile argiloase

1. Se prezintă aproximativ la fel ca argilele.

Argilele grezoase

1. Radioactivitatea naturală şi provocată prezintă anomalii intermediare între gresii şi argile, în funcţie de procentajul care există între aceste două roci.

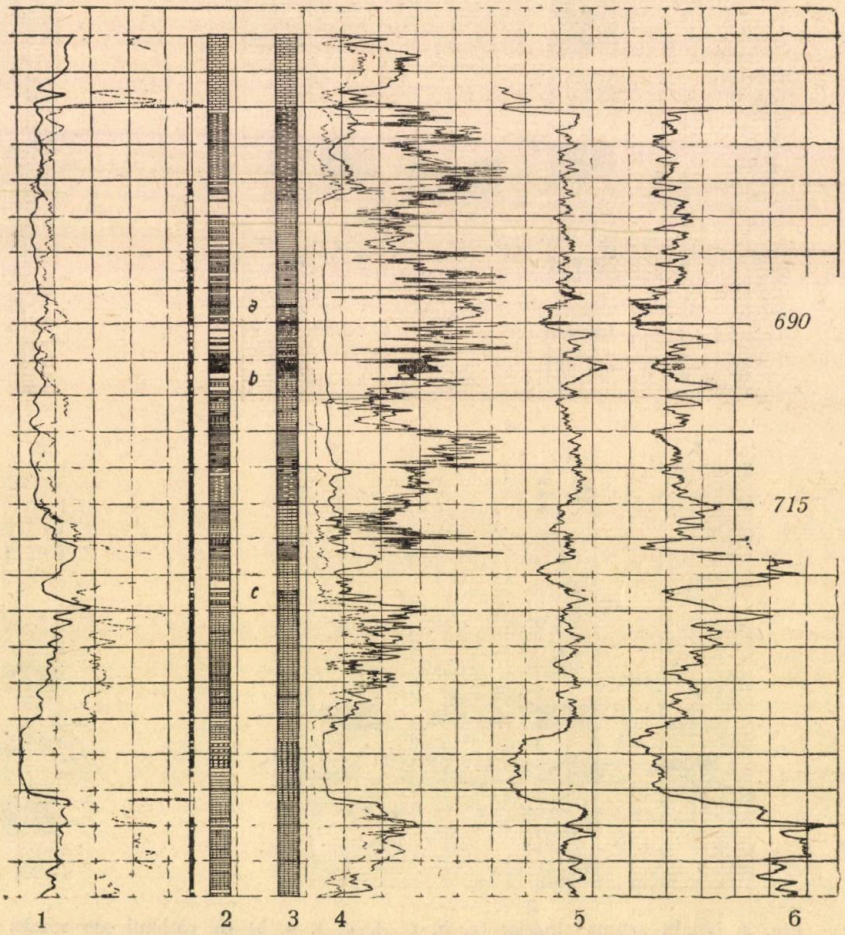


Fig. 3. Sonda N Banat: *1* — electrocarotaj; *2* — coloana stratigrafică bazată pe carotajul mecanic; *3* — coloană stratigrafică interpretată după măsurătorile geofizice; *4* — microcarotaj; *5* — carotaj γ — natural; *6* — carotaj neutron γ.

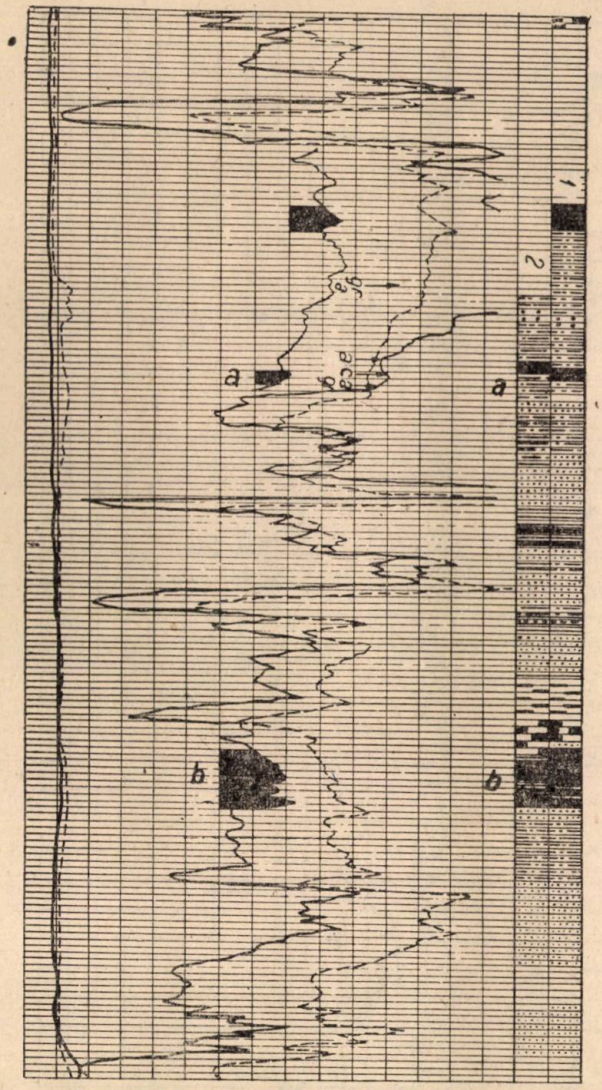


Fig. 4. Detalii ale sondei N Banat din fig. 3 : *1* — coloana stratigrafică interpretată după microcarotaj ; *2* — coloana stratigrafică bazată pe probe luate cu ciupitorul lateral ; diagramele linie plină şi punctată reprezintă microcarotaje executate la scara 1/50 în diferite sensibilităţi pentru a putea preciza grosimea stratelor de cărbuni întîlnite.

Argilele puţin cărbunoase

1 Radioactivitatea naturală relativ ridicată.
2 Radioactivitatea provocată relativ ridicată.
3 Rezistivitatea redusă.

Intercalaţii de gresii şi argile

Curbele de radioactivitate naturală şi provocată, de rezistivitate se prezintă ca nişte curbe dantelate, cu minime şi maxime mai reduse.

Marnele

Marnele cu conţinut redus de calcar prezintă anomalii similare cu ale argilelor.

Marno-calcarele cu conţinut ridicat de calcar (50—70%) prezintă anomalii electrice şi termice similare cu ale cărbunilor, însă radioactivitatea provocată prezintă anomalii mai mult sau mai puţin ridicate, însă nu de minimum ca la cărbuni.

Gresiile

1. Radioactivitatea naturală scăzută.
2. Radioactivitatea provocată este mare dacă conţinutul în apă este ridicat, deci diagramele vor prezenta anomalii de minimum dar nu ca la cărbuni în cazul că conţinutul în apă este mic, radioactivitatea provocată este redusă, deci diagramele vor prezenta anomalii de maximum.
3. Rezistivitatea este mare în cazul că gresia conţine apă dulce, dacă conţine apă sărată este minimă şi dacă nu conţine apă este intermediară.
4. Unele gresii prezintă anomalii termice similare cu ale cărbunilor, adică anomalii de minimum.
5. Porozitatea gresiilor poroase poate fi citită pe curbele de microcarotaj şi, deci, ele pot fi deosebite de cărbuni.

Gresiile argiloase

Rezistivitatea mai coborîtă ca la gresiile îmbibate cu apă dulce, o radioactivitate naturală ceva mai ridicată ca la gresiile curate, iar radioactivitatea provocată prezintă anomalii de acelaşi fel cu ale gresiilor curate dar cu amplitudini mai reduse.

Sonde carotate prin procedee geofizice pentru cărbuni şi asfalt :

Banat = 5 sonde
Valea Jiului = 11 sonde
Total 16 sonde

Rezultate obţinute prin sonde-Banat

Sonda O *Anina.* La această sondă recuperajul mecanic, în special al stratelor c, d, e, f, a fost foarte redus.

	Carotaj mecanic	Carotaj geofizic
Stratul c	0 m	0,40 m
Stratul d	0,02 m (4%)	0,50 m
Stratul e	0,53 m (24,7%)	2,10 m
Stratul f	0,45 m (0,36%)	1,25 m

Ca urmare a interpretării diagramelor geofizice şi confirmării acestor interpretări, prin probe luate cu ciupitorul s-a putut lămuri situaţia acestor strate şi completa toate lacunele, atît din steril, cît şi din util. Grosimea stratelor de cărbuni recuperată mecanic este de 3,22 m, iar cea interpretată este de 7,50 m, adică cu 133% mai mare (fig. 2).

Sonda M *Doman.* La această sondă remarcăm :

— Detectarea stratului de cărbuni *a* de 0,23 m din lacuna 690,20—691 m, prin carotajul radioactiv, confirmat printr-o probă cu ciupitorul luată ulterior (fig. 3 şi 4).

— În urma examinării diagramelor speciale, s-a precizat că este necesar să se ia probe cu ciupitorul numai din lacuna amintită anterior, celelalte lacune neconţinînd cărbuni. Afirmaţia a fost confirmată prin probele luate cu ciupitorul.

— Intervalul 715—718 m este marcat în coloana stratigrafică ca „argilă", însă în diagramele de radioactivitate şi, în special, neutron-gama se citeşte că pe acest interval se află intercalaţii de roci argiloase şi grezoase, ceea ce corespunde cu descrierea probelor făcute de geologul Drăghici I.: „masă argiloasă cu intercalaţii frecvente, centimetrice de gresii slab cimentate". Limita permian-carbonifer a fost fixată la 1 018 m, iar de tov. geolog Drăghici I. la 1 035 m. Diagramele geofizice dau indicaţii că adîncimea la care sînt cele mai multe probabilităţi că se află această limită este 1 035 m.

— Şi la această sondă s-au completat toate lacunele din liasic şi carbonifer şi pentru acesta din urmă s-a precizat că în porţiunea

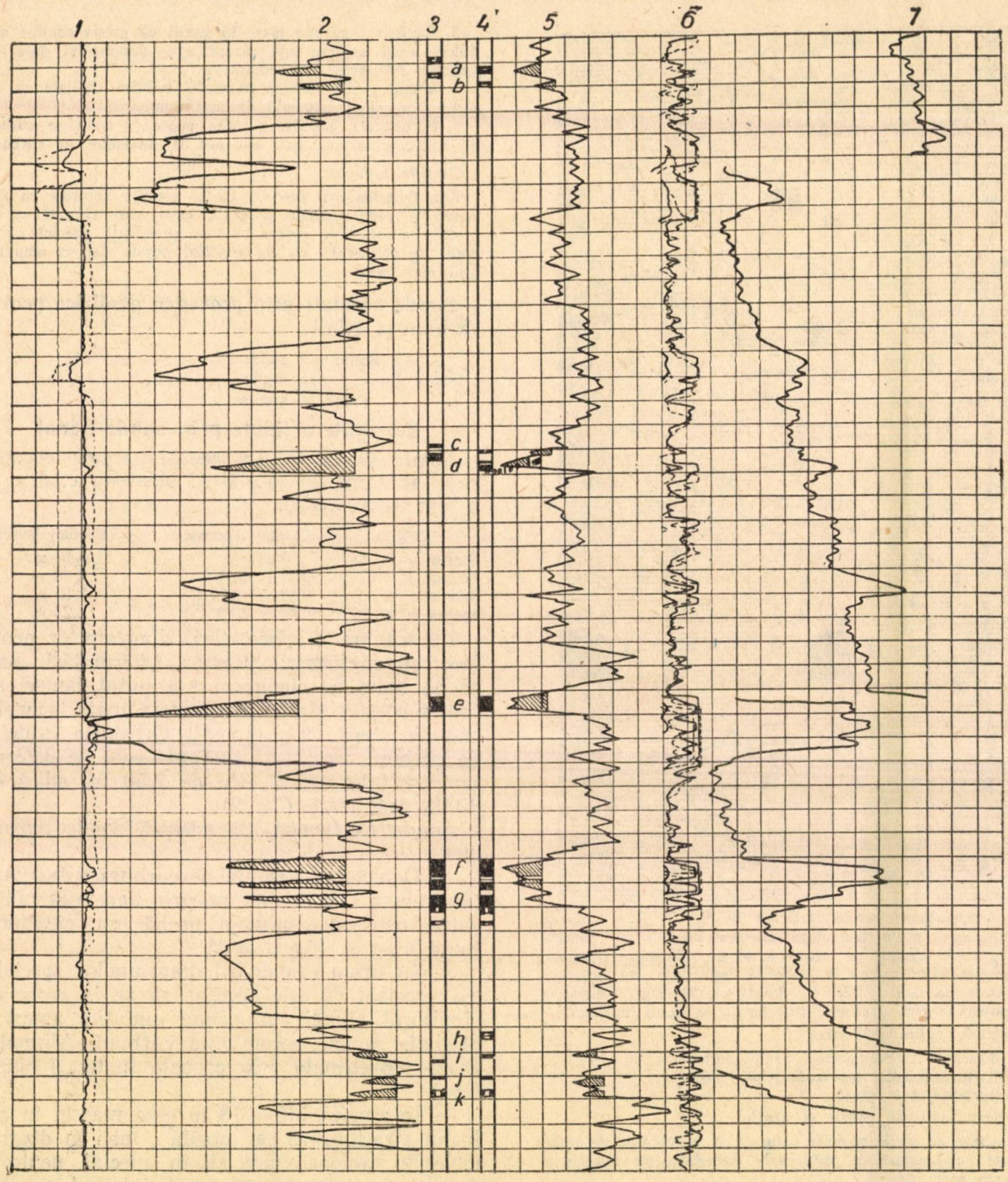


Fig. 5. Sonda C Valea Jiului: *1* — potențial spontan; *2* — carotaj γ natural; *3* — coloana stratigrafică bazată pe carotajul mecanic; *4* — coloana stratigrafică bazată pe măsurătorile geofizice; *5* — carotaj neutron γ; *6* — carotaj electric; *7* — termocarotaj.

deschisă de gaura de sondă nu sînt strate cu cărbuni.

	Recuperaj mecanic	Carotaj geofizic	
— Grosime de cărbuni	0,94 m	1,48 m	(+ 157,5%)

Rezultate obținute prin sonde — Valea Jiului

Sonda C. Această sondă a avut un recuperaj mecanic de calitate superioară, în consecință paralelizarea celor două coloane stratigrafice, una datorită carotajului mecanic, iar cealaltă interpretată, se poate face în bune condiții. Se resimte lipsa preciziei dată de microcarotaj, la data carotării acestei sonde nefăcîndu-se această înregistrare.

Lacunele din stratele de cărbuni au fost completate prin ciupitor și prin curbele de radioactivitate.

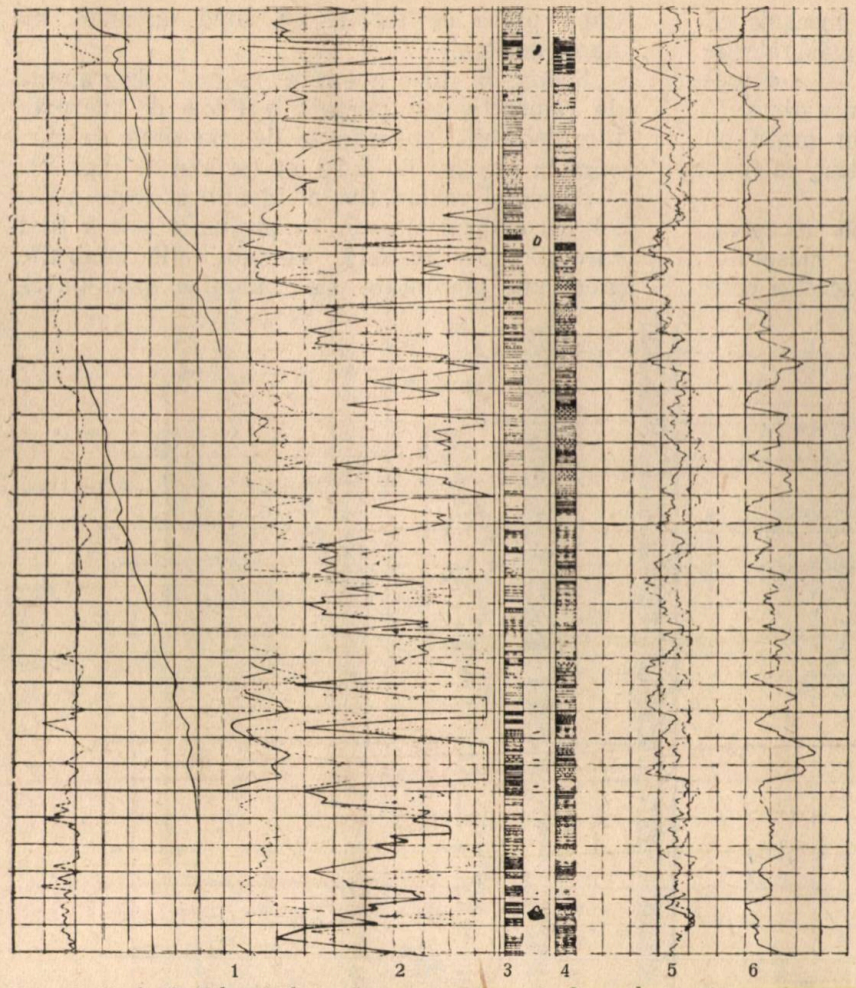


Fig. 6. Sonda B Valea Jiului: *1* — termocarotaj; *2* — electrocarotaj; *3* — coloană stratigrafică bazată pe carotajul mecanic, *4* — coloană stratigrafică interpretată după măsurătorile geofizice; *5* — carotaj γ natural; *6* — carotaj neutron γ.

Sonda A. Această sondă este una dintre primele sonde carotate geofizic. Carotajul mecanic fiind bun, s-a putut face o corelare bună între coloanele stratigrafice date de carotajul geofizic şi de cel mecanic.

Sonda H. Această sondă a avut un recuperaj slab, cu multe şi importante lacune în stratele de cărbuni.

Gaura acestei sonde era îmbătrînită, în ea s-a lucrat peste 2 ani, pentru că s-a instrumentat şi s-a aşteptat timp îndelungat, s-a cimentat şi frezat cimentul; în aceste condiţii înregistrările geofizice şi probele cu ciupitorul nu au putut avea eficacitatea pe care pot să o aibă în găurile de sondă normale. Totuşi, înregistrările geofizice şi probele luate cu ciupitorul lateral au reuşit să lămurească în bună măsură haosul lăsat de carotajul mecanic, permiţînd completarea lacunelor, în general, şi, în special, a celor produse în stratele de cărbuni, cu o aproximaţie pe care o estimăm la ± 10%.

Ca urmare a intrepretărilor efectuate, s-au făcut următoarele aprecieri:

	Carotaj mecanic	Carotaj geofizic
grosimea stratelor de cărbune (m).	5,34 m	14,30 (268%)

Lipsa microcarotajului a influenţat precizia interpretării grosimii stratelor.

Sonda B. La această sondă, diagramele de radioactivitate sînt de calitate superioară, stabilind şi nuanţe în privinţa interpretărilor. De exemplu, stratul *a* se termină în culcuşul lui cu o intercalaţie de argilă cărbunoasă care prezintă o trecere treptată de la argilă foarte cărbunoasă, la una puţin cărbunoasă, ceea ce se poate citi pe diagramele de radioactivitate, în timp ce carotajul mecanic a semnalat simplu o argilă cărbunoasă (fig. 6).

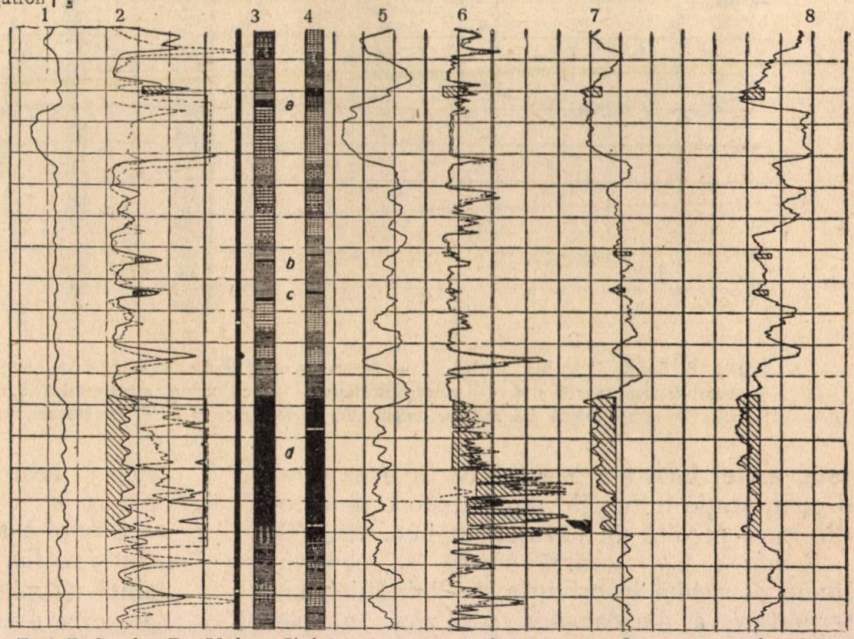


Fig. 7. Sonda D Valea Jiului: *1* — potenţial spontan; *2* — carotaj electric; *3* — coloana stratigrafică bazată pe carotajul mecanic; *4* — coloana stratigrafică interpretată după măsurătorile geofizice; *5* — potenţial spontan; *6* — microcarotaj; *7* — carotaj γ natural; *8* — carotaj neutron γ.

Stratul *c* semnalat de carotajul mecanic ca fiind argile negre cărbunoase, prin măsurătorile geofizice — confirmate de ciupitor — s-a precizat că acest strat este format din cărbuni.

Stratului *b* i s-a completat prin probe cu ciupitorul lacuna de 0,65 m din culcuș ca fiind cărbune.

Sonda D. Această sondă are un recuperaj mecanic de calitate superioară, iar măsurătorile geofizice executate au fost de aceeași calitate, astfel încît s-a putut face în bune condiții o comparație între cele două metode de carotaj, din care rezultă un paralelism bun. (fig. 7).

Sonda I. La această sondă se observă o finețe deosebită în privința posibilităților de interpretare a diagramelor geofizice, în special la curbele de radioactivitate, putîndu-se preciza că stratul *a* a fost un strat de cărbune, și nu de argilă cărbunoasă, așa cum a fost interpretat după proba de teren, ea fiind turburată cu noroi de foraj.

Sonda E. La această sondă diagramele de radioactivitate permit o finețe de interpretare deosebită, putîndu-se detecta strate de cărbuni în grosime de 0,10 m (stratul d) (fig. 8).

Carotajul radioactiv a identificat toate stratele cu cărbuni situate în porțiunea care a fost carotată prin această metodă, prin minimile pregnante prezentate de radiațiile gama-naturale și neutron-gama (în special la înregistrarea cu sensibilitate mărită).

Stratul *b* a fost identificat prin carotajul mecanic ca fiind un cărbune argilos, însă el prezintă un minimum pe curba gama natural, iar pe curba neutron-gama un minimum mai redus, aceasta datorită conținutului mare de argilă. Urmărind înregistrarea acestui strat și pe curbele carotajului electric și electrolitic, se ob-

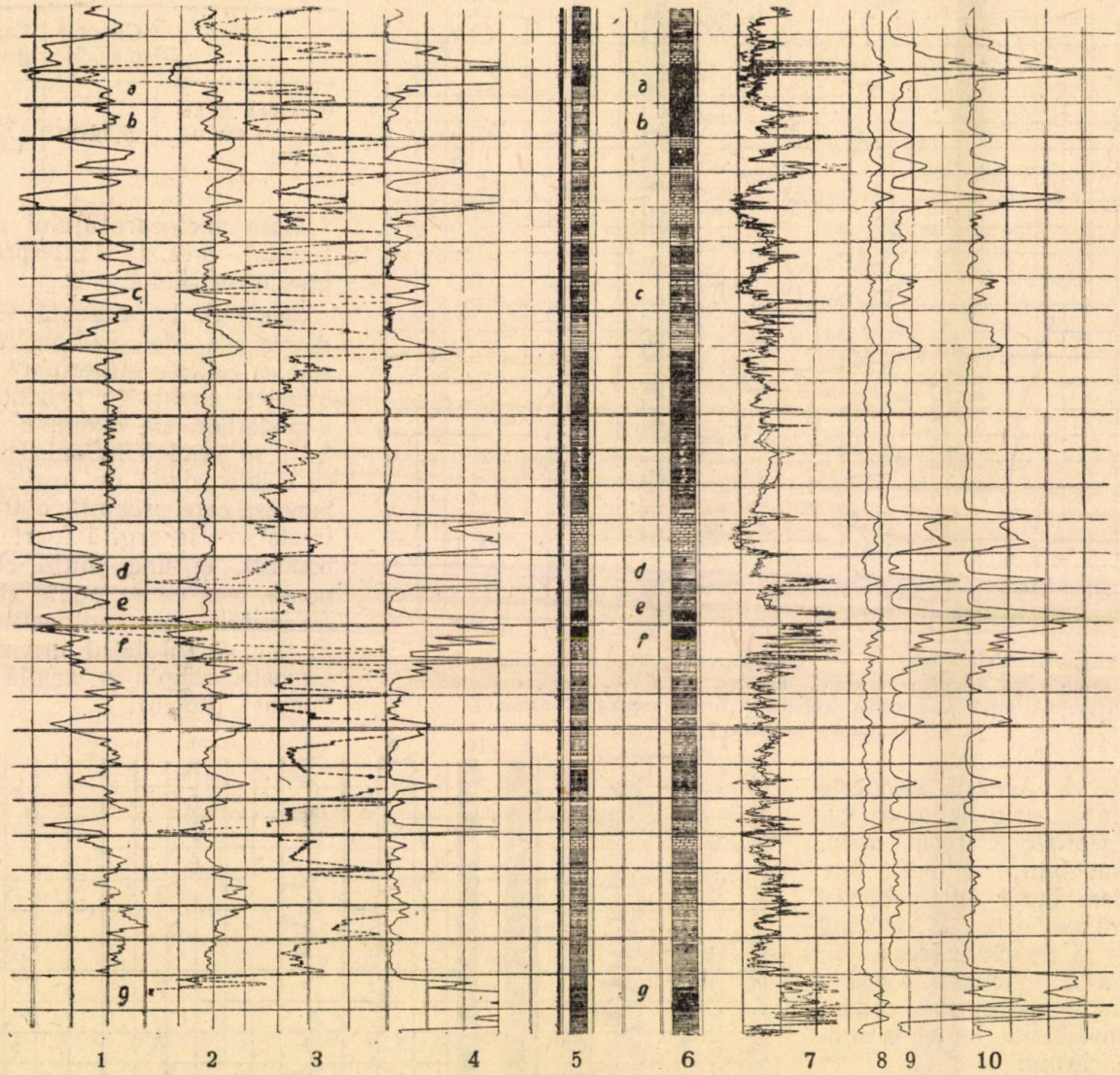


Fig. 8. Sonda E Valea Jiului : *1* — carotaj γ natural ; *2* — carotaj neutron γ ; *3* — carotaj neutron γ cu sensibilitatea mărită ; *4* — electrocarotaj ; *5* — coloana stratigrafică bazată pe carotajul mecanic ; *6* — coloana stratigrafică bazată pe măsurătorile geofizice ; *7* — microcarotaj ; *8, 9, 10* — carotaj electrolitic.

servă că ele sînt înregistrate în dreptul acestui strat pe linia argilelor, în loc să prezinte un maximum, comportîndu-se ca o argilă, adică se precizează că avem de-a face cu o argilă cărbunoasă, cu un procent ridicat de argilă nu cu un cărbune argilos.

Sondele F. şi *G.* Aceste sonde au prezentat lacune în dreptul unor straie cu cărbune, în consecinţă a trebuit să fie recarotate mecanic. Din cauză că găurile acestor sonde erau vechi, ocnite, iar cea a sondei F făcea erupţie de apă şi gaze, iar a sondei G era foarte strîmbă, ca consecinţă recarotarea mecanică nu a putut fi executată, cu toate insistenţele depuse.

Pentru remedierea situaţiei, s-a încercat recarotarea acestor sonde prin procedee geofizice, confirmate de probe luate cu ciupitorul.

Cu toate că găurile acestor sonde prezentau inconvenientele semnalate anterior, totuşi cu insistenţe s-au putut executa unele operaţii speciale, care au clarificat pe deplin situaţia, şi anume pentru lacunele nelămurite s-a ajuns la următoarea situaţie:

	Grosimea recuperată prin carotaj mecanic	Grosimea interpretată prin carotaj geofizic
Sonda F	0,75 m	1,75 m (233%)
Sonda G	0,90 m	1,90 m (211%)

Deci, procedeele geofizice în afară de avantajele de ordin geologic (detectarea cărbunilor, completarea lacunelor, precizarea batrimetriei etc.) prezintă avantaje şi din punct de vedere tehnic, faţă de carotajul mecanic pentru completarea lacunelor.

Rezerve de cărbuni detectate în plus, prin metodele geofizice, în sondele în care s-au executat aceste măsurători

C_1 tone	C_2 tone	Total tone
10 000 000	6 000 000	16 000 000

Total 16 000 000 t la un preţ de cost de 0,058 lei/t punînd în contul acestui supliment de rezerve costul tuturor lucrărilor geofizice executate în această fază experimentală.

Avantajele actuale prezentate de măsurătorile geofizice executate

1. Detectarea cărbunilor şi precizarea grosimii lor în lacunele respective.

2. Completarea lacunelor produse de carotajul mecanic în general.

3. Începerea în Valea Jiului a înlocuirii treptate a carotajului mecanic prin carotajul geofizic.

4. Superioritatea fineţei în identificarea rocilor prin carotajul geofizic faţă de cel mecanic.

5. Avantaje de ordin tehnic, şi anume la sondele unde nu s-au putut executa recarotări mecanice din cauza situaţiei lor tehnice, au fost rezolvate prin măsurători geofizice.

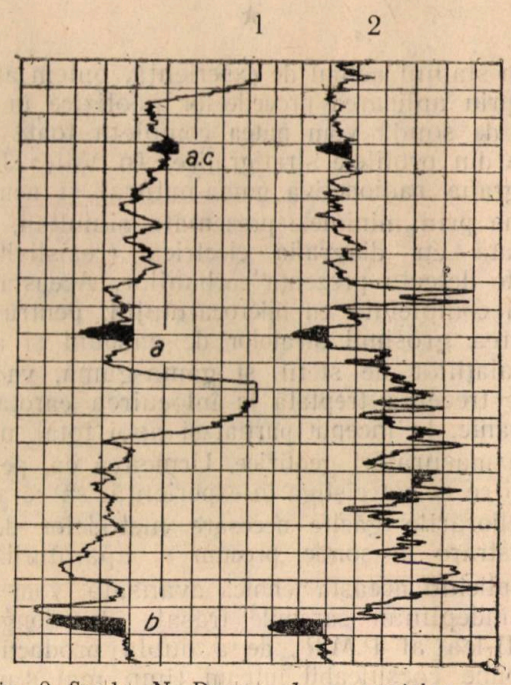


Fig. 9. Sonda N Doman: *1* — carotaj γ natural; *2* — carotaj neutron γ.

6. Precizarea batimetriei rocilor întîlnite în găurile de sondă, dar mai ales a grosimii lor.

7. Determinarea de rezerve suplimentare chiar în perioada de experimentare.

8. Costul redus al lucrărilor de diagrafie geofizică plus probele cu ciupitorul de lei 0,058 lei/t de rezervă determinată în plus chiar în această perioadă de experimentare a metodei.

Metode propuse pentru viitor

1. *Detectarea cărbunilor:*

a) gama-natural, combinat cu neutron-gama.

b) gama-gama (densitatea rocilor în situ).

c) analiza spectrelor de radiaţie gama-naturale şi gama-provocate.

2. *Indentificarea rocilor:*

a) Rezistivimetrie
b) Laterolog
c) Inductolog
} Metode electrice

d) Neutron-neutron — Metodă radioactivă

3. *Determinarea grosimii stratelor:* microlaterolog.

4. *Pandajmetrie continuă* combinată şi cu înregistrarea înclinării orientate a găurii, plus cavernometria (The micrologcontinous dipmeter).

5. *Probe cu ciupitorul lateral.*

★

In stadiul actual de experienţă, putem afirma că prin aplicarea procedeelor geofizice în găurile de sondă vom putea completa toate lacunele din profilele stratigrafice. In Valea Jiului, diagrafia radioactivă gama-natural şi neutron-gama prin minimele prezentate simultan, completată cu diagrafia electrică (rezistivitate), poate detecta prezenţa cărbunilor. Această metodă completată cu microcarotajul, pentru precizarea grosimii stratelor de cărbuni şi a intercalaţiilor de steril, şi gama-gama, va permite trecerea treptată la înlocuirea carotajului mecanic, la început parţial şi apoi total, numai prin măsurători geofizice. Urmează ca, pe măsură ce se va cîştiga în experienţă, să se aducă ameliorările găsite necesare metodelor de înregistrare la sonde, precum şi aparaturii.

Aplicînd această tehnică avansată, vom reuşi să îndeplinim sarcinile trasate de Congresul al II-lea al P.M.R., de a dubla producţia de cărbune cocsificabil într-un timp mai scurt şi la un preţ de cost mai redus.

In sprijinul celor expuse, dăm o parte din introducerea unei lucrări a prof. Dahnov asupra diagrafiei radioactive:

„Aplicarea pe scară largă a metodelor geofizice în industria de petrol a permis trecerea aproape totală la forarea sondelor fără luarea de carote, cu excepţia sondelor de referinţă şi a unui metraj infim, la forajul sondelor de explorare şi de mică adîncime.

Aplicînd carotajul geofizic, profilele sondelor devin mai detaliate şi mai precise, mai ales în urma introducerii microcarotajului, iar sinonimizarea lor se face mai sigur.

Faptul că metodele indirecte dau date mai precise decît cele directe, se explică astfel:

1. Metodele geofizice determină rocile direct în condiţiile aşezării lor naturale în zăcămînt, fără ca să li se deranjeze structura lor, iar în unele cazuri şi compoziţia lor, fapt constatat de multe ori prin scoaterea carotelor la suprafaţă.

2. Metoda actuală de carotare la forajul adînc şi sondeze este imperfectă, şi anume, numai la rocile care prezintă oarecare duritate pot fi extrase în întregime. Prin urmare, după probele furnizate de carotajul mecanic nu se poate studia profilul unei sonde în toată plinătatea sa şi, în special, stratele de petrol, gaze şi cărbuni, în care se produc hiatusurile cele mai multe.

3. Metodele geofizice înregistrează diagrame continue a parametrilor măsuraţi în gaura de sondă, care din cauza diferenţierii mari şi a prezentării grafice intuitive permite să se înregistreze cele mai fine variaţii ale rocilor. Prin aceasta se asigură o clasificare mai precisă a profilelor de sondă şi o sinonimizare mai clară.

4. Metodele geofizice permit, după dorinţa cercetătorilor, să se facă un studiu detaliat al profilului sondei cu microdispozitivele (microcarotaj, microlaterolog), precizînd intercalaţii de roci cu grosimi de centimetri, prin aceasta permiţînd un studiu de amănunt mai complet al profilului stratigrafic sau aplicînd măsurătorile în volum mare cu macrodispozitivele (laterolog, B.K.Z. inductolog) pînă la metrii şi sute de metri cubi pe metru liniar de grosime, să se obţină efecte integrale. Procedînd în acest mod, aceste metode caracterizează mai complet şi mai amănunţit roca decît datele oferite de carotele mecanice de dimensiuni relativ mici (cîţiva decimetrii cubi).

Trecerea la forarea sondelor fără să se mai ia probe a asigurat creşterea rapidă a vitezei de foraj, mărind astfel eficacitatea şi economia mijloacelor de prospecţie, explorare şi exploatare a zăcămintelor de petrol şi gaze.

In ultimii ani, procedeele de geofizică industrială au căpătat o mare dezvoltare şi în executarea profilelor sondelor pentru cărbuni. In acest domeniu, însă, trecerea la forajul fără extragerea de carote se face într-un tempo inadmisibil de lent. Cu toate că studierea profilelor sondelor de cărbuni prin metode geofizice este o problemă mai puţin complicată decît studierea profilelor geofizice ale sondelor de petrol şi gaze, totuşi, pînă în prezent, forajul sondelor de cărbuni fără extragerea de carote nu se execută în volumul posibil. Geologii nu cunosc încă posibilităţile mari ale metodelor geofizice, iar geofizicienii se ocupă într-un volum inadmisibil de mic de studierea detaliată a proprietăţilor fizice ale cărbunilor, fără de care nu este posibil să se stabilească calitatea lor şi impurităţile conţinute.

De asemenea, metodele de geofizică industrială sînt folosite pe scară redusă, pentru prospectarea zăcămintelor minerale în găurile de sondă.

Efectul economic deosebit de important obţinut prin aplicarea metodelor geofizice ne obligă să dăm o deosebită atenţie dezvoltării şi elaborării procedeelor celor mai noi în acest domeniu".

Rezultatele deja obținute în R. P. R. în acest domeniu cred că au luminat suficient avantajele prezentate de această tehnică avansată și sperăm că, într-un viitor apropiat, procedeele moderne de geofizică industrială își vor găsi locul cuvenit în forajele pentru prospectarea cărbunilor și la noi în țară.

Bibliografie

Sorochin V. L., Maximov I. B., Calenov N. E., Riabinkin A. L., Fedorenko N. A. și Komarov S. G.: *Prospecțiuni geofizice*, Editura Tehnică, 1951.

Dahnov V. N., Kobranova N. V., Latîșova M. G. și Riapolova A. V.: *„Promîslovaia geofizica"*, Gostoptehizdat, 1952, „Isledovanie skvajin metodom iscustveno vîzvanih protentialov (Electroliticeschii Karotaj)".
„Diferențialnii metod termometrii skvajin (Diferențialnii termokarotaj)".
„Metod soprotivlenia ecranirovannih zazemlenii" (S.E.Z).

Dahnov V. N.: *Interpretația rezultatov geofiziceschih isledovanii razrezov skvajin"*, Gostoptehizdat 1955.

Flerov N. G., Alexeev F. A.: *Perspectivele utilizării radiațiilor radioactive în explorarea zăcămintelor de țiței.* Sesiunea Academiei de Științe a U.R.S.S., 1—5 iulie 1955. Trad. I.D.T.

Holin I. A.: *Diferențierea cu ajutorul metodelor radioactive a stratelor de apă și țiței în sondele tubate.* Sesiunea Academiei de Științe a U.R.S.S., 1—5 iulie 1955. Traducere, I.D.T.

Kuharenko N. K., Odinokov P. V., Kimelevici S. I.: *Posibilitățile de folosire a metodei de activare a sodiului pentru diferențierea stratelor de țiței și a celor de apă și determinarea contactului apă-țiței într-o sondă tubată.* Sesiunea Academiei de Științe a U.R.S.S. 1—5 iulie 1955, Traducere I.D.T.

Dahnov V. N.: *Sovremenoe sostoianie i perspectivî dalneișeg razvitia radiometrii skvajin:* „Razvedka i Ohrana Nedr, nr. 6—1956.

Deev L. L. și Voskoboinikov G. M.: *Plotnostnî karotaj uglerazvedocinih skvajin* (gama-gama): Razvedka i Ohrana Nedr, nr. 10—1956.

Butakov G. P.: *Electroliticeskii karotaj pri poiscovom i razvedocnom burenii v irkutskom uglenosnom bazine* (Irkutskoe geologiceskoe upravlenie), din Razvedka i Ohrana Nedr, nr. 12—1957.

Rahitianschi I. I.: *Termiceskie isledovania skvajin poliarizații osadocinih porod,* Isvestia Academii Nauc, U.R.S.S. nr. 2/1957.

Greciuhin V. V.: *Rezultatî provedenia promîslovo geofiziceskih rabot i Peciorscom ugolinom Baseine,* Raz-Razvedka i Ohrana Nedr, nr. 5/1957.

Vendelstein In. B.: *Electroliticeskii karotaj pri razvedke meztorojdenii uglea,* Razvedka i Ohrana Nedr. nr. 3/1952.

Alexeev A. T.: *Stadiul și perspectivele folosirii metodelor radiometrice pentru prospectarea și explorarea zăcămintelor de țiței. Folosirea izotopilor radioactivi în industria petrolului,* Gostoptehizdat—Moscova—1957.

Maillet R. și Migaux L.: *Conrad Schlumberger et la Prospection Electrique,* 1942.

Guyod H.: *Electrical Well logging* part. 13. *Electrical properties of oil bearing rezervoirs* The Oil veckly—vol, 115 nr. 11—1944.

Guyod H.: *Electric log interpretation,* part. 4, *Estimationo of petroleum Saturation:* The Oil wecly. vol. 120, nr. 4, 1945.

Martin M.: *Les procédés Schlumberger d'éxploration electrique* des sondages, 1946.

Guyod H.: *Temperature Well logging heat conduction,* The Oil weekly, 21 oct. 1946.

Andonie Gh.: *Măsurători executate la sonde,* 1947.

Doll G. H.: *Carotage selectiv* S. P. Petroleum Transactions AIME, vol. 189—1950, art, nr. 160.

Doll G. H.: *The microlog a new electrical logging method for detailed determination of permeable beds,* Journal of Petroleum Tehnology, 1950.

Hubichi J. și Wierbicka: *Carotajul electric experimental al găurilor de sondă pentru explorarea cărbunelui:* Nafta, nr 1/1952.

Gurrier D. M.: *Prospecțiuni electrice în sondaje. Rezultate obținute în bazinul carbonifer din Lorena.*

Răduță: *Microcarotajul electric.* L.C.C.S.-Cîmpina, Ministerul Petrolului.

Costa-Foru Al: *Carotajul radioactiv,* L.C.C.S. Geo.

Martin M.: *With the microlog... you can be sure:* The Oil and Gas Journal, sept. 19 și oct 24/1955.

Ștefănescu N. N.: *Metode noi de carotaj.* I.D.T. 1956.

Doll G. H.: *The microlaterolog:* Journal of Petroleum Tehnology, ian. 1953.

Martin M.: *Renseignements préliminaires sur l'interprétation des diagrammes électriques:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Martin M.: *La courbe de PS et les courbes conventionnelles de résistivité:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Bush E. R. și Stick C. J.: *Revue des méthodes de mesures de radio-activité dans les sondages:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Doll G. H.: *Méthodes de diagraphies électriques utilisant microsondes:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Winn H. R.: *Les systemé à focalisation de courant:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Doll G. H.: *Le latérolog:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Doll G. H.: *L'inductolog:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Chambrier de P. și Madden: *Pendagemétries:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Schaller E. H.: *Nouveaux développements en diagraphie radio-active:* Revue de l'Institut Français du Pétrole, noiembrie 1955.

Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R. P. R.*)

VI. Semicarbonizarea ligniților

Prof. dr. ing. **I. Blum** și ing. **M. Rosenberg**

Semicarbonizarea sau distilarea la temperatură joasă a cărbunilor naturali a apărut în prima jumătate a secolului al XIX-lea, prin transpunerea procedeelor de distilare uscată a lemnului, procedee cunoscute cu multe veacuri înainte, în domeniul combustibililor solizi fosili.

Scopul semicarbonizării cărbunilor a fost fie de a obține un combustibil fără fum, cu calități superioare de ardere, utilizabil în marile centre populate, fie — mai tîrziu — de a realiza un degresant pentru șarja de cocsificare, fie de a substitui combustibili lichizi deficitari cu derivate lichide din cărbune. Deși, în funcție de produsul principal urmărit prin semicarbonizare, cheltuielile de prelucrare erau repartizate neuniform asupra produselor semicarbonizării, grevînd mai mult asupra unuia sau altuia dintre produse, s-a văzut că rentabilitatea procesului de semicarbonizare în ansamblul său este condiționată de valorificarea și utilizarea cît mai rațională a tuturor subproduselor distilării, precum și de crearea unor instalații de semicarbonizare cît mai simple și cît mai productive.

Depășind faza bocșei și a primelor retorte metalice orizontale, construite în anul 1846, lîngă Aschersleben [1], industria de semicarbonizare a cărbunilor cunoaște o dezvoltare intensă, îndeosebi în prima jumătate a secolului XX.

Varietatea cărbunilor supuși semicarbonizării, cu diferitele lor caracteristici chimico-tehnice și tehnologice și necesitatea obținerii unor produse finite de cît mai bună calitate au impus modificarea continuă a tehnologiei de semicarbonizare și crearea de noi tipuri de instalații de semicocsificare tot mai adecvate scopului urmărit, mai simple, mai ieftine și cu productivități din ce în ce mai mari.

Astfel, în Anglia, țară bogată în cărbuni cu însușiri bune de aglutinare, s-au dezvoltat retortele metalice de semicarbonizare verticale, cu încălzire indirectă și șarjă imobilă. Aci, semicocsul, produsul principal al semicarbonizării, era astfel obținut în bucăți mari, compacte și rezistente, constituind un excelent combustibil fără fum, pentru încălzitul domestic.

În Germania, pentru semicarbonizarea cărbunilor bruni amorfi, pămîntoși, s-au folosit inițial cuptoarele verticale, semicontinue, cu încălzire indirectă, de tip Rolle, înlocuite apoi cu tipuri mai perfecționate, continue: Kosag-Geissen și Borsig-Geissen. Însă și aceste ultime tipuri de cuptoare, lucrînd cu cărbune preuscat și de granulație mică, în strat subțire, nu au putut depăși anumite limite medii de productivitate, condiționate de sistemul indirect de încălzire și de dimensiunile reduse ale secțiunii stratului de cărbune din cuptor.

Prin modificarea sistemului de încălzire — folosind încălzirea directă a cărbunilor prin gaze de spălare — cuptorul de semicarbonizare Lurgi ridică indicii tehnico-economici ai procesului de semicarbonizare la un nivel mult mai înalt. Capacitatea de prelucrare a unui asemenea cuptor este simțitor mărită — atingînd 400—450 t/cuptor zi, față de 30—40 t/zi, prelucrate într-un cuptor de tip Geissen — necesarul de căldură pentru procesul de semicarbonizare este mai mic, manopera mai redusă și deservirea și întreținerea mai simple și mai ieftine. Cuptorul Lurgi prelucrează granulațiile mari — în genere 20—80 mm — sau brichete de cărbune fără liant. În Germania, țară deficitară în țiței dar bogată în cărbune, produsul principal al semicarbonizării îl constituie gudronul, respectiv derivatele prelucrării sale: combustibilii lichizi, uleiurile

*) Prezentul studiu tehnico-economic a fost întocmit în cadrul activității științifice a Catedrei de tehnologie organică și combustibili, de la Institutul Politehnic — București, în colaborare cu Institutul de Energetică al Academiei R.P.R.

de spălare şi de impregnare, fenolii. Semicocsul obţinut, de granulaţie mărunţă, era folosit în industrie şi în consumul casnic, apoi, pe scară din ce în ce mai largă, în termocentrale proprii sau în generatoare de gaz de tip Winkler, care, dezvoltîndu-se chiar alături de uzinele de semicarbonizare, formează împreună cu acestea uriaşe combinate energo-chimico-tehnologice, ca cel de la Böhlen, Espenhain ş.a.

Îmbunătăţirea continuă a tehnologiei de semicarbonizare a permis obţinerea — în cuptorul Lurgi — a unui semicocs în bucăţi mari, deschizînd astfel calea fabricării cocsului metalurgic din brichete de cărbuni bruni amorfi, realizată pentru prima dată în lume în Republica Democrată Germană.

În Uniunea Sovietică, pentru semicarbonizarea turbei şi a cărbunilor bruni, s-au folosit cuptoare verticale, paralelipipedice, din zidărie, de tip Glavgaztopprom, cu încălzire mixtă — directă şi indirectă. Pentru semicarbonizarea şisturilor au fost introduse şi utilizate cuptoare tunel şi cuptoare rotative de diferite construcţii.

La noi în ţară, funcţionează încă din anul 1931 instalaţia de semicarbonizare de la Petrila, alcătuită din şase cuptoare de tip Ab der Halden, cu o capacitate de producţie de circa 20 tone semicocs, pe cuptor şi zi. Materia primă folosită pentru semicarbonizare este cărbunele brun huilos din minele Petrila — Aninoasa — Lonea. Iniţial, semicocsul rezultat a fost supus brichetării cu liant, în vederea obţinerii unui combustibil casnic şi industrial foarte apreciat. Gudronul de semicarbonizare era supus unei distilări grosiere, cu separarea a două fracţiuni: ulei mediu fenolic şi smoală moale distilată şi sulfată cu aer, utilizată pe loc pentru brichetarea semicocsului de cărbune. Gazul de semicarbonizare brut era ars în focarele cuptoarelor Ab der Halden, cu un adaos de cărbune brut.

Dezvoltarea industriei cocso-chimice autohtone, pe bază de huile de gaz, care necesită un adaos de degresant — semicocs sau huile slab degresante — a impus, pe de o parte, dirijarea întregii producţii de semicocs obţinute la Petrila către cocserii, iar, pe de altă parte, construirea de noi instalaţii de semicarbonizare. În anul 1955 au mai intrat în funcţiune la Călan alte două baterii de cîte zece cuptoare de semicarbonizare de tip Ab der Halden, completate în prezent cu o instalaţie modernă de semicarbonizare în pat fluid. Primul cuptor industrial de semicarbonizare în pat fluid — proiectat pentru o capacitate de prelucrare de circa 80 t/zi — a intrat în funcţiune în anul 1957, urmînd a fi completat cu alte două cuptoare de aceeaşi mărime.

După cum se vede din cele expuse, s-au utilizat pentru semicarbonizare huile aglutinante şi cărbuni bruni huiloşi, cărbuni sapropelici şi cărbuni bruni pămîntoşi, cu conţinut ridicat de gudron şi conţinut mic de cenuşă.

Semicarbonizarea cărbunilor bruni lemnoşi a ridicat o serie de obiecţii tehnice şi tehnico-economice.

Thau [2] menţionează realizarea industrială a semicarbonizării cărbunilor bruni lemnoşi în Grecia, cu obţinerea unui combustibil casnic, în bucăţi, asemănător mangalului.

Kégel [3] arată că la brichetarea cărbunelui brun amorf, pămîntos, părţile lignitice incluse dăunează calităţii brichetelor. Ulterior, Rammler şi Bilkenroth [4] au arătat că părţile lignitice incluse reduc rezistenţa brichetelor la semicarbonizare, ducînd la fărîmiţarea lor în cursul procesului de semicocsificare.

Studii privind semicarbonizarea ligniţilor romînesti au fost făcute de N. Dănăilă şi I. Blum [5], N. Dănăilă şi J. Mavrodi Cornea [6] şi de N. Dănăilă şi T. Ionescu [7]. Încercări experimentale de semicarbonizare, pe scară mai mare, a ligniţilor romînesti au fost făcute mai recent într-un cuptor experimental Schlattner [8], în cuptoarele industriale Ab der Halden de la Petrila [9] şi într-un cuptor experimental Lurgi [10]. Încercările efectuate au confirmat pe deplin posibilitatea tehnică de semicarbonizare a ligniţilor romînesti, conturînd totodată agregatele optime de semicarbonizare adecvate caracteristicilor tehnologice ale ligniţilor noştri. Cuptorul Lurgi s-a dovedit corespunzător semicarbonizării lignitului de granulaţie 20—80 mm, granulaţiile mici rămînînd a fi semicarbonizate în cuptoare cu pat fluid. Totodată, însă studiile şi încercările experimentale amintite în cadrul articolului au arătat că randamentul de semicocs şi de gudron obţinut la semicarbonizarea ligniţilor romînesti este mic, că semicocsul rezultat este foarte bogat în cenuşă şi că derivatele lichide ale semicarbonizării sînt bogate în sulf şi au o valoare de utilizare relativ redusă.

Avînd în vedere că ţara noastră dispune de bogate zăcăminte de ţiţei şi, deci, de surse mai economice de combustibili lichizi de bună calitate şi că semicocsul de lignit nu poate fi utilizat ca degresant, ci numai drept combustibil casnic sau industrial — fie ca atare, fie brichetat sau gazeificat — analiza atentă comparativă a aspectelor tehnico-economice ale semicarbonizării ligniţilor romînesti, în raport cu celelalte căi de valorificare tehnică aplicabile ligniţilor din ţara noastră, este cu atît mai necesară.

Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime şi ale semicocsurilor de lignit obţinute

Pentru semicarbonizarea ligniţilor se pot lua în considerare — ca materie primă — următoarele sorturi de cărbuni, aşa cum rezultă din

producția curentă a minelor sau după o sumară prelucrare :

— lignit brut, ocnă ;
— lignit mărunt, 0—30 mm, brut ;
— lignit mărunt, 0—30 mm, epurat ;
— lignit ciuruit, 30—700 mm, brut.

Semicarbonizarea lignitului mărunt, brut sau a lignitului brut ocnă — sorturi mai bogate în cenușă — va da randamente mai mici de gudroane și gaze și randament mai bun la semicocs, care însă va avea conținut ridicat de cenușă și putere calorifică mică. Semicarbonizarea sorturilor cu cenușă mai mică — lignit epurat sau ciuruit — dă randamente mai mici de semicocs, cu putere calorifică mai mare și randamente mai mari de gudron și de gaze.

Pentru a compara între ele aspectele tehnico-economice, care apar la semicarbonizarea diferitelor sorturi de cărbune menționate anterior și având caracteristici chimico-tehnice diferite, se va porni de la materia primă etalon, lignitul brut, ocnă, cu caracteristicile chimico-tehnice precizate în lucrarea [11] a autorilor. Caracteristicile chimico-tehnice ale celorlalte sorturi derivate — lignit mărunt, ciuruit etc. — rezultă la prelucrarea lignitului brut, ocnă, în conformitate cu schemele tehnologice analizate în notele anterioare [11] și [12] ale autorilor.

Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime și ale semicocsurilor obținute sînt redate în tabela 1.

Pentru a ușura compararea produselor brute și prelucrate, prezentarea lor în tabela 1 se face în ordinea scăderii procentului de cenușă.

Variația compoziției chimico-tehnice a semicocsului de lignit în funcție de variația conținutului de cenușă, A_{105}, din lignitul inițial supus semicarbonizării este redată în diagrama 1, iar variația puterii calorifice în diagrama 2.

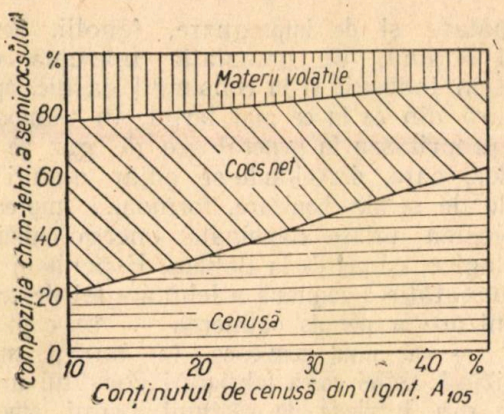


Fig. 1. Variația compoziției chimico-tehnice a semicocsului de lignit, în funcție de variația conținutului de cenușă A_{105} din lignitul inițial, supus semicarbonizării.

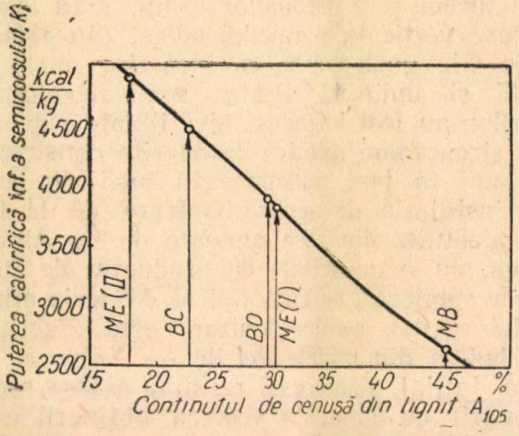


Fig. 2. Variația puterii calorifice inferioare a semicocsului de lignit, în funcție de variația conținutului de cenușă A_{105} din lignitul inițial, supus semicarbonizării.

Tabela 1

Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime și ale semicocsurilor de lignit obținute

Produsul	Caracteristici chimico-tehnice					
	W_t^a %	A^a %	A_{105} %	V^a %	MC %	H_i^a kcal/kg
1	2	3	4	5	6	7
A. Materia primă :						
1. Lignit mărunt brut	33,0	30,0	45,0	24,0	37,0	1920
2. Lignit mărunt, epurat (I)	33,0	20 0	30,0	30,5	47,0	2530
3. Lignit brut, ocnă	33,0	19,5	29,2	30,8	47,5	2560
4. Lignit ciuruit, brut	33,0	15,0	22,5	33,8	52,0	2850
5. Lignit mărunt, epurat (II)	33,0	12,0	18,0	35,7	55,0	3060
B. Semicocs rezultat din :						
1. Lignit mărunt, brut	—	61,5	61,5	10,4	38,5	2690
2. Lignit mărunt, epurat (I)	—	45,8	45,8	14,7	54,2	3800
3. Lignit brut, ocnă	—	44,8	44,8	15,0	55,2	3680
4. Lignit ciuruit, brut	—	36,4	36,4	17,3	63,6	4450
5. Lignit mărunt, epurat (II)	—	30,2	30,2	19,1	69,8	4880

Calculul prețului de cost al produselor obținute la semicarbonizarea ligniților

Ca bază pentru analiza aspectelor tehnico-economice ale semicarbonizării lignitului s-a considerat următoarea schemă tehnologică de

principiu a semicarbonizării lignitului ciuruit, brut, cu bilanțul material respectiv redat mai jos :

Gran. = 30—700 mm
$W_t^a = 33\%$
$A^a = 15\%$
$H_i^a = 2\,850$ kcal/kg

1 000 t lignit ciuruit, brut
↓
măcinare
↓
semicarbonizare

99 t gaz (= 115 Nm³)	64 t gudron	393 t semicocs	444 t ape pirogenetice
$H_i = 3\,000$ kcal/Nm³	$H_i = 7\,600$ kcal/kg	$W_t^a = 0\%$	
		$A^a = 36{,}4\%$	
		$H_i^a = 4\,450$ kcal/kg	

În cazul semicarbonizării celorlalte sorturi de lignit menționate anterior, cantitățile respective de subproduse obținute prin prelucrare vor varia în conformitate cu variația randamentelor de semicarbonizare, arătate în diagrama 3, în funcție de creșterea conținutului de cenușă în lignitul supus semicarbonizării.

De asemenea, vor varia și caracteristicile chimico-tehnice ale semicocsului și puterea sa

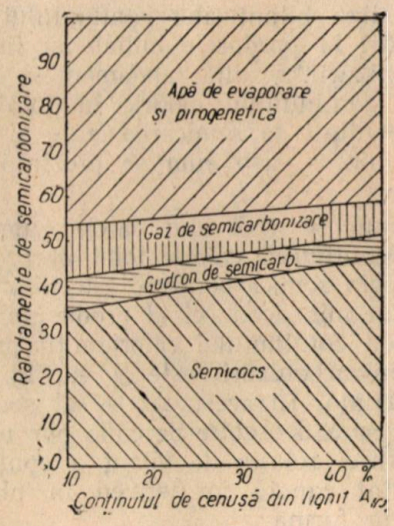


Fig. 3. Variația randamentelor produselor de semicarbonizare, în funcție de creșterea conținutului de cenușă, A_{195}, din lignit.

Tabela 2

Bilanțul conținutului caloric total și util la semicarbonizarea diferitelor sorturi de cărbune brun lemnos

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	U.M.	Conținut caloric total și util				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Materia primă supusă semicarbonizării			Lignit mărunt, brut (0—30)	Lignit mărunt, epurat (I)	Lignit brut, ocnă (0—700)	Lignit ciuruit brut (30—700)	Lignit mărunt epurat (II)
2	Conținutul caloric total al lignitului inițial	H_i^0	kcal/kg	1920	2530	2560	2850	3060
3	Conținutul caloric total al produselor rezultate la semicarbonizare							
	— semicocs	$H_i^1 a_1$	kcal	1240	1570	1600	1750	1840
	— gudron	$H_i^2 a_2$	kcal	343	439	439	486	519
	— gaze	$H_i^3 a_3$	kcal	195	300	303	345	381
	Total produse	$\Sigma H_i^i a_i$	kcal	1778	2309	2342	2541	2740
4	Randamentul de recuperare al conținutului caloric total :	η_H	%	93,0	91,7	91,5	90,5	89,5
	— din care în semicocs	η_{H1}	%	64,5	62,5	62,4	61,4	60,0
5	Conținutul caloric util al lignitului inițial	Q_i	kcal ut/kg	1230	1900	1930	2090	2300
6	Conținutul caloric util al produselor rezultate la semicarbonizare							
	— semicocs	Q_1	kcal ut	765	1070	1085	1200	1360
	— gudron	Q_2	kcal ut	309	394	394	440	465
	— gaze	Q_3	kcal ut	175	270	273	311	343
	Total produse	ΣQ_i	kcal ut	1249	1734	1752	1951	2168
7	Randamentul de recuperare al conținutului caloric util	η_Q	%	101,6	91,0	91,0	93,5	94,2
	— din care în semicocs:	η_{Q1}	%	62,2	56,2	56,3	57,8	59,2

calorifică, după cum s-a arătat în tabela 1. Puterea calorifică a gazului poate fi considerată constantă, iar cea a gudronului rezultat variind între 7750 și 7000 kcal/kg, datorită cantității mai mari de cenușă antrenată în gudronul brut, în cazul semicarbonizării unor cărbuni mai bogați în cenușă.

Din analiza bilanțurilor conținutului caloric total și util la produsele inițiale și finale ale semicarbonizării, rezultă randamentele de recuperare a conținutului caloric în totalul produselor rezultate la semicarbonizare și separat pentru semicocs, așa cum se prezintă în tabela 2.

După cum se vede din datele cuprinse în tabela 2, conținutul caloric total al produselor rezultate prin semicarbonizare este diferit și, în genere, mai mic decît cel al produsului inițial. Recuperarea conținutului caloric util prin produsele semicarbonizării este și ea, în genere, numai parțială. În acest caz — al semicarbonizării — spre deosebire de căile pur mecanice de prelucrare, relația de bilanț a conținutului caloric total capătă un termen în plus (q), ajungînd la forma:

$$H_i^0 = \sum_1^i H_i^i a_i + q \qquad (1)$$

unde H_i^0 și $\Sigma H_i^i a_i$ au semnificațiile arătate în tabela 2, iar q reprezintă căldura de reacție rezultată la descompunerea pirogenetică a cărbunilor bruni lemnoși, reacția fiind exotermică.

Dacă considerăm că prin semicarbonizarea unei tone de lignit brut inițial rezultă cantitățile a_1, a_2, a_3, și a_4 de semicocs, gudron, gaze și ape pirogenetice, între ele existînd relația $a_1 + a_2 + a_3 + a_4 = 1$, atunci între costul cărbunelui brut și cel al produselor rezultate la semicarbonizare, apare relația:

$$C_{to}^m + C_{pr} = C_{t_1}^m a_1 + C_{t_2}^m a_2 + C_{t_3}^m a_3 \qquad (2)$$

în care:

C_{to}^m	reprezintă	costul lignitului inițial la mină, în lei/t;
$C_{t_1}^m$, $C_{t_2}^m$ și $C_{t_3}^m$	—	costul produselor semicarbonizării — semicocs, gudron și gaze — la mină, în lei/t;
C_{pr}	—	costul semicarbonizării, în lei/t;
a_1, a_2 și a_3	au	semnificația arătată mai sus (t/t).

La calculul prețului de cost al produselor de semicarbonizare, conform relației (2), C_{to}^m, C_{pr}, a_1, a_2 și a_3 reprezintă valori cunoscute, date inițial sau rezultînd din însuși procesul de semicarbonizare. Rămîn de calculat factorii $C_{t_1}^m$, $C_{t_2}^m$ și $C_{t_3}^m$, pentru a căror determinare valorică trebuie stabilite anumite premise de calcul care să poată fi conturate în alte două ecuații.

Pentru repartizarea cheltuielilor de prelucrare asupra produselor de semicarbonizare și calculul prețului de cost al acestora, se poate porni de la următoarele premise diferite:

a) Toate produsele combustibile rezultate la semicarbonizare — semicocsul, gudronul și gazele — sînt destinate aceleiași utilizări energetice (de exemplu arderea în instalații adecvate fiecărui produs în parte); în acest caz, costurile unităților calorice utile obținute la arderea acestor produse trebuie să fie egale între ele.

b) Numai unele dintre produsele semicarbonizării sînt destinate utilizărilor energetice, substituind lignitul brut inițial, celelalte produse fiind dirijate spre utilizări tehnologice (ca, de exemplu, brichetarea pentru semicocs, distilarea fracționată pentru gudron etc.). În acest caz, prețul de cost al unității calorice a combustibililor de substituire nu trebuie să depășească prețul unității calorice a combustibilului brut substituit, fiind cel mult egal cu acesta.

c) Toate produsele semicarbonizării sînt destinate unor prelucrări și utilizări tehnologice în continuare; în acest caz, valoarea produselor de semicarbonizare ar trebui stabilită în conformitate cu valoarea de utilizare a produselor finale rezultate prin prelucrare. Din analiza atentă a variantelor de utilizare a produselor de semicarbonizare, enunțate anterior, se desprind următoarele observații:

1. Utilizarea energetică a tuturor produselor combustibile rezultate prin semicarbonizare — conform premisei a) ca substituenți ai lignitului brut inițial, ar face semicarbonizarea cărbunelui cu totul lipsită de sens, deoarece operația de semicarbonizare ar încărca prețul de cost al caloriei utile inițiale cu costul destul de ridicat al prelucrării și ar duce, totodată, la o pierdere sensibilă de conținut caloric.

2. Utilizarea exclusiv tehnologică a tuturor produselor de semicarbonizare, conform variantei c) — deși tehnic posibilă — nu s-a dovedit încă economic realizabilă în industrie. Utilizarea tehnologică superioară a semicocsului pentru carbid, cărbune activ etc. se face la scară relativ redusă, iar aceea a gazului de semicarbonizare, aproape deloc.

3. În genere, în industrie se urmărește și se realizează folosirea combinată energetică și tehnologică a produselor de semicarbonizare. Gazul de semicarbonizare — adesea și semicocsul — sînt folosite energetic, pe loc sau la distanță, cu sau fără o prelucrare tehnologică sumară intermediară. Gudronul trece la prelucrări tehnologice mai profunde și la utilizări mai calificate. Varianta b) rămîne astfel — în condițiile tehnice actuale — singura cale rațională de valorificare a produselor de semicarbonizare.

În cazul semicarbonizării lignitilor romînești, utilizarea tehnologică a semicocsului de lignit — pentru carbid, cărbune activ sau ca degresant — nu este posibilă, din cauza conținutului ridicat de cenușă al acestuia, iar gazul de semicarbonizare, cu puterea sa calorifică relativ redusă, trebuie utilizat — ca atare sau desulfurat — pe loc sau la distanțe mici, în scopuri energetice. Gudroanele de semicarbonizare — și ele de calitate inferioară — reprezintă totuși singurul produs la care se poate lua în considerare o prelucrare și o utilizare tehnologică în continuare (pentru extragerea fenolilor și obținerea uleiului de impregnare și a smoalei). In acest caz, prețul gudronului nu trebuie să depășească prețul gudronului obținut la semicarbonizarea altor tipuri de cărbuni superiori, fiind cel mult egal cu acesta.

In acest caz, pentru determinarea valorilor $C^m_{t_1}, C^m_{t_2}$ și $C^m_{t_3}$, ținînd seama de cele analizate anterior, se poate considera:

$$C^m_{MIO_1 ut} = C^m_{MIO_3 ut} \tag{3}$$

și:

$$C^m_{t_2} \leqslant 450 \text{ lei/t} \tag{4}$$

unde: $C^m_{MIO_1 ut}$ și $C^m_{MIO_3 ut}$ reprezintă costul în lei al milionului de kcal utile obținute la arderea semicocsului și a gazului, la locul de producție, iar 450 lei reprezintă costul aproximativ al unei tone de gudron de semicarbonizare, obținut din cărbuni bruni huiloși.

Avînd în vedere că

$$C^m_{MIO_i ut} = \frac{C^m_{t_i} \cdot 1\,000}{Q_i} \text{ (lei/MIO kcalorii utile)} \tag{5}$$

relația (3) devine:

$$\frac{C^m_{t_1}}{Q_1} = \frac{C^m_{t_3}}{Q_3} \text{ sau } C^m_{t_1} = C^m_{t_3} \frac{Q_1}{Q_3} \text{ (lei/t)} \tag{6}$$

Din rezolvarea sistemului de ecuații (2), (4) și (6) se pot determina prețurile de cost ale produselor semicarbonizării, conform relațiilor:

$$\boxed{C^m_{t_1} = \frac{Q_1 (C^m_{t_0} + C_{pr} - k_2 a_2)}{a_1 Q_1 + a_3 Q_3}} \text{ (lei/t)} \tag{7}$$

$$\boxed{C^m_{t_2} = k_2 = 450 \text{ lei/t}}$$

$$\boxed{C^m_{t_3} = \frac{Q_3 (C^m_{t_0} + C_{pr} - k_2 a_2)}{a_1 Q_1 + a_3 Q_3}} \text{ (lei/t)} \tag{8}$$

Simbolurile folosite în relațiile anterioare au semnificațiile arătate în tabelele anterioare.

Costul milionului de kcalorii utile obținute la arderea semicocsului și a gazului de semicarbonizare la locul de producție va fi dat de relația:

$$\boxed{C^m_{MIO_1 ut} = C^m_{MIO_3 ut} = \frac{1\,000}{a_1 Q_1 + a_3 Q_3} (C^m_{t_0} + C_{pr} - k_2 a_2)}$$

(lei/MIO kcal/utile) (9)

Dacă înlocuim termenul $1000/(a_1 Q_1 + a_3 Q_3)$ prin μ_l, care variază la sorturile de cărbune folosite ca materie primă pentru semicarbonizarea de la 1,06 (la cărbune cu $A_{105} = 45\%$) pînă la 0,59 (la lignit epurat cu $A_{105} = 18\%$), atunci relația (9) se poate scrie:

$$\boxed{C^m_{MIO_1 ut} = \mu_l (C^m_{t_0} + C_{pr} - k_2 a_2)} \text{ (lei/MIO kcal/utile)} \tag{10}$$

Avînd în vedere că variația costului prelucrării, C_{pr}, este mică pentru diferitele sorturi de lignit semicarbonizate și că la randamentele reduse de gudron, obținute la semicarbonizarea lignitilor, factorul $k_2 a_2$ are și el o influență relativ redusă rezultă că prețul de cost al unității calorice utile a semicocsului și gazului va depinde în primul rînd de variația lui $C^m_{t_0}$, care crește o dată cu scăderea valorii lui μ_l Costul unității calorice utile obținute din arderea semicocsului și a gazului la locul de producție va fi mai mare sau mai mic, în funcție de ritmul mai rapid sau mai lent de creștere a valorii lui $C^m_{t_0}$ în raport cu ritmul de scădere a valorii μ_l

Analiza tehnico-economică a semicarbonizării lignitilor

In baza formulelor de calcul arătate anterior și a schemei tehnologice de principiu stabilite, s-au calculat prețurile de cost pe tona și milionul de kcalorii utile, pentru semicocsurile de lignit obținute din diferitele sorturi de cărbune brun lemnos, menționate anterior și avînd caracteristicile chimico-tehnice arătate în tabela 1.

Pentru a se putea compara aspectele tehnico-economice ale semicarbonizării lignitilor cu celelalte căi analizate în [11, 12, 13], s-a luat în calcule costul materiei prime inițiale — lignitul brut ocnă —, acesta fiind 40,80 și respectiv 120 lei/t la locul de producție. Acest preț de cost a fost luat ca bază de calcul și la celelalte căi de prelucrare analizate anterior.

Din analiza datelor de calcul și a indicilor tehnico-economici prezentați în tabela 3, rezultă:

1. La semicarbonizarea diferitelor sorturi de lignit, cu caracteristicile medii arătate în tabela 1, se obțin semicocsuri cu conținut ridicat de cenușă, variind între 32 și 61,5%. Conținu-

Tabela 3

Calculul tehnico-economic al semicarbonizării lignitului

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	U.M.	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici comparativi				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Materia primă supusă semicarbonizării			lignit mărunt, brut (0—30)	lignit mărunt, epurat (I)	lignit brut, ocnă (0—700)	lignit ciuruit, brut (30—700)	lignit mărunt epurat (II)
2	Costul materiei prime;							
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ *) = 40 lei/t	$C^m_{t_0}$	lei/t	27,2	62,0	40,0	48,0	75,8
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ = 80 lei/t	$C^m_{t_0}$	lei/t	54,4	107,3	80,0	94,0	126,6
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ =120 lei/t	$C^m_{t_0}$	lei/t	81,6	152,7	120,0	140,0	177,4
3	Caracteristicile chimico-tehnice ale semicocsului							
	— umiditate	W_t	%	—	—	—	—	—
	— cenuşă	A_{105}	%	61,5	45,8	44,8	36,4	30,2
	— mat. volatile	V^a	%	10,4	14,7	15,0	17,3	19,1
	— putere calorif. inferioară	H^a_i	kcal/kg	2690	3800	3860	4450	4880
4	Randamentul termic la arderea semicocsului ($\varepsilon = 0{,}4\%/\%A^1$)	η_{t_1}	%	61,4	67,7	68,1	71,4	74,0
5	Conţinutul caloric util al semicocsului	Q_1	kcal/kg	1650	2580	2630	3180	3600
6	Indice de concentrare prin prelucrare (pt. semicocs)	I_1	—	1,34	1,35	1,36	1,52	1,57
7	Cantitatea de produse de semicarbonizare obţinute dintr-o tonă de materie primă							
	— semicocs	a_1	t/t	0,463	0,415	0,413	0,393	0,378
	— gudron	a_2	t/t	0,049	0,059	0,059	0,064	0,067
	— gaz	a_3	t/t	0,075	0,092	0,093	0,099	0,104
8	Conţinutul caloric util recuperat în semicocs şi gaz	$a_1 Q_1 + a_3 Q_3$	kcal	940	1340	1358	1511	1703
9	Valoarea factorului μ_i	μ_i	—	1,065	0,746	0,736	0,662	0,587
10	Costul prelucrării:							
	— raportat la t lignit	C_{pr}	lei/t	39	39	39	39	39
	— raportat la t semicocs	M	lei/t	85	94	95	99	103
11	Costul transportului — la d = 300 km (pt. semicocs)	C_{tr}	lei/t	18,5	18,5	18,5	18,5	18,5
12	Costul unei tone de combustibil la consumator:							
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ = 40 lei/t	$C^c_{t_i}$	lei/t	77,5	143,0	101,5	120,0	178,0
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ = 80 lei/t	$C^c_{t_i}$	lei/t	140,0	247,0	195,5	236,0	305,0
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ =120 lei/t	$C^c_{t_i}$	lei/t	187,0	336,0	274,0	334,0	413,0
13	Costul milionului de kcal utile la consumator:							
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ = 40 lei/t	$C^c_{MIOi\ ut}$	lei/MIO ut	47,0	55,5	38,5	37,8	49,6
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ = 80 lei/t	„	„	85,5	96,0	74,5	74,3	84,8
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ =120 lei/t	„	„	114,5	130,0	104,0	105,0	114,5

*) $C^m_{t_{00}}$ reprezintă costul tonei de lignit brut, ocnă la mină.

tul de cenuşă al semicocsului creşte în următoarea ordine a sorturilor analizate:

— lignit mărunt, epurat (II);
— lignit ciuruit, brut;
— lignit brut, ocnă;
— lignit mărunt, epurat (I);
— lignit mărunt, brut.

2. In aceeaşi ordine, paralel cu creşterea conţinutului de cenuşă din semicocs scade puterea calorifică inferioară a acestuia de la 4880 la 2690 kcalorii/kg şi conţinutul său caloric util de la 3600 la 1650 kcalorii utile/kg. Indicele de concentrare prin prelucrare scade şi el de la 1,57 la 1,34.

3. Pe măsura creşterii conţinutului de cenuşă din lignitul iniţial, supus semicarbonizării, creşte şi randamentul de semicocs de la 0,378 t/t la 0,463 t/t şi scad randamentele de gudron şi gaz.

4. Recuperarea conţinutului caloric util din cărbunele brut iniţial, în ansamblul produselor combustibile rezultate la semicarbonizare, reprezintă, în general, doar 90—95%. În produsele cu destinaţie exclusiv energetică — semicocsul şi gazul —, recuperarea conţinutului caloric util iniţial este de 70—75%.

5. Costul prelucrării raportat la tona de lignit iniţial nu variază sensibil la diferitele sorturi semicarbonizate. Dat fiind, însă, limitele largi de variaţie ale conţinutului caloric util la diferitele sorturi de semicocs rezultate din prelucrare, costul prelucrării, raportat la unitatea calorică utilă din semicocs, creşte de la 28,6 lei pe milionul de kcalorii utile, la lignitul epurat (II), pînă la 51,5 lei, la lignitul mărunt brut.

6. Din cauza randamentului redus de gudron obţinut la semicarbonizarea lignitilor romîneşti şi a ponderii relativ mici a costului prelucrării, creşterea absolută a costului unităţii calorice utile obţinute din semicocs şi gaz este cu atît mai mare, cu cît costul lignitului iniţial supus semicarbonizării este mai ridicat (fig. 4).

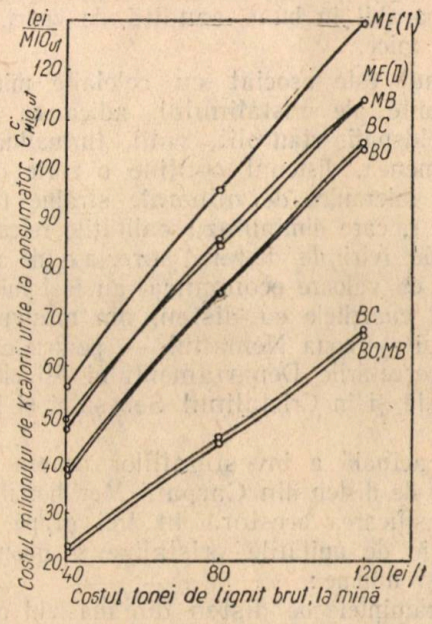


Fig. 4. Variaţia costului milionului de kcalorii utile, C_{MIOut} la materia primă iniţială (lignit BO şi BC) şi la semicocs, în funcţie de variaţia preţului de cost al materiei prime ($d = 0$ km).

7. Faţă de costul caloriei utile, obţinute din arderea lignitului brut iniţial — ocnă sau ciuruit — la locul de producţie, costul caloriei utile obţinute din semicocs revine de 1,7—2,5 ori mai ridicat.

Concluzii

Republica Populară Romînă posedă o vastă gamă de resurse energetice naturale solide, lichide şi gaze combustibile. Printre resursele de combustibili solizi fosili, exploatarea zăcămintelor de lignit a luat în ultimii ani un deosebit avînt. Pentru valorificarea optimă a producţiei crescînde de lignit se impune analiza tehnico-economică atentă a diferitelor căi şi posibilităţi tehnice de valorificare a acesteia în vederea aplicării lor, deci şi a semicarbonizării, cu obţinere de gudroane, gaze şi semicocs — produse cu valoare de utilizare superioară.

Avînd în vedere, însă, că în ţara noastră gudronul de lignit, care rezultă la semicarbonizare în cantităţi mici şi de calitate inferioară, trebuie să facă faţă produselor similare obţinute din prelucrarea ţiţeiului sau a gudronului de mai bună calitate, rezultat la semicarbonizarea cărbunilor bruni huilоşi, că conţinutul caloric util recuperat în gazul de semicarbonizare reprezintă în medie doar circa 15% din conţinutul caloric iniţial al cărbunelui şi că semicocsul de lignit rezultat prin semicarbonizare — cu conţinut ridicat de cenuşă — în genere nu corespunde unei prelucrări tehnologice ulterioare, semicarbonizarea lignitului romînesc — în condiţiile tehnice şi economice date — nu poate reprezenta deocamdată o cale economică raţională de valorificare a acestuia.

Bibliografie

[1] A. Thau: *Braunkohlenschwelung*, în culegerea „Die Chemie der Braunkohle" de Lissner-Thau, Halle 1953.

[2] A. Thau: *Brennstoffschwelung*, vol. I, Halle (Saale) 1949.

[3] K. Kegel: *Aufbereitung und Brikettierung*, W. Knapp, Halle 1948.

[4] E. Rammler şi G. Bilkenroth: *Über die Zusammenhänge zwischen Brikett- und Kokseigenschaften bei der Braunkohlenhochtemperaturverkokung*, Freib. Forsch H. 24 (1954) p. 32—46.

[5] N. Dănăilă, I. Blum: *Sur l'utilisation rationelle des lignites roumains* Bull. de Chim. pure et appl. Soc. roum. Sci. Bucarest XXVIII nr. 1 1—6 (1926).

[6] N. Dănăilă, J. Mavrodi: *Die Destillation der rumänischen fossilen Kohlen bei tiefen Temperaturen und vermindertem Druck*, Bull de Chim. pure et appl. XXXVIII (1935/36) nr. 1—6.

[7] N. Dănăilă, Th. Ionescu: *Compoziţia elementară a uleiurilor neutrale, separate din gudroanele primare ale lignitilor romineşti*, Bull. de Chim. pure et appl. XXXI (1928) nr. 1—3.

[8] M. Ionescu, B. Racoviţă: *Cuptorul de semicarbonizare Schlattner*, Metalurgia şi Construcţia de Maşini nr. 8 (1956).

[9] C. Camerman: *Proces Tehnologic*, I.C.E.C., 1954.

[10] I. Ştefănescu: *Semicarbonizarea cărbunilor romineşti în cuptorul experimental Lurgi*, Metalurgia şi Constr. de Maşini. (1956).

[11] I. Blum şi M. Rosenberg: *Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării şi valorificării cărbunilor bruni lemnoşi din R.P.R., I*, Rev. Minelor ASIT, nr. 2 (1957).

[12] I. Blum, M. Rosenberg, Al. Bădărău: *Epurarea pe cale umedă a lignitilor, II*, Rev. Minelor ASIT, nr. 4 (1957).

Zăcămintele de disten din Carpații Meridionali ca bază de materii prime refractare silico-aluminoase

Ing. C. Superceanu, O. Maieru, ing. A. Grosu
Trustul de Explorări și Prospecțiuni
București

Cercetarea sistematică a cristalinului Carpaților Meridionali, efectuată în cadrul Departamentului Minelor, în intervalul 1952—1957, a avut drept rezultat identificarea de numeroase zăcăminte și iviri de minerale nemetalice utile (feldspați, muscovit și apatit în pegmatite, azbest, disten, sillimanit, magnezit, talc etc.), dintre care unul dintre cele mai importante este distenul.

Prezența mineralogică a distenului în Carpații Meridionali este cunoscută din 1859, fiind semnalată de Zepharovicz [3], apoi de Hauer—Stache, în 1863 [3].

De asemenea, într-o serie de studii petrografice ulterioare se citează prezența distenului, alături de staurolit și sillimanit, avînd o poziție subordonată, în raport cu componenții principali ai micașisturilor, cuarțitelor și ai celorlalte formațiuni cristaline mesozonale ale cristalinului carpatic.

Cele mai remarcabile studii petrografice asupra Cristalinului Carpaților Meridionali, în care se citează prezența distenului, au fost elaborate de A. Vendl în 1930 pentru Sebeș, St. Ghika-Budești (1934), pentru Lotru și Făgăraș, N. Mihailovici (1951), L. Pavelescu (1952) [5], L. Roșca pentru Semenic (1954), I. Bercea (1950—1957), V. Manilici (1949—1950) pentru Făgăraș și V. Caulea (1956—1957).

Toate aceste lucrări au un caracter petrografic, în care distenul este prezentat ca un mineral accesoriu subordonat.

Articolul de față are drept scop de a prezenta zăcămintele de disten din Carpații Meridionali ca bază de materii prime pentru industria produselor refractare silico-aluminoase și pentru metalurgia siluminului și aluminiului.

In cadrul valorificării chimico-metalurgice complexe a distenului ar fi eventual posibile de recuperat și metale rare, în special galiu, germaniu, indiu și taliu.

Caracteristici mineralogice

Distenul — $Al_2(O/SiO_4)$ conține în stare pură 63% Al_2O_3 și 37% SiO_2, fiind unul din mineralele accesorii și uneori frecvente ale formațiunilor cristaline mesozonale aluminoase (micașisturi și cuarțite cu disten, distenite) și meso-catazonale (paragneise distenifere, pegmatoide cu disten etc.).

Cristalele triclinice de disten, cu dimensiuni între 0,1 și 20 cm, au aspect prismatic, formele predominante fiind în general (100) (010) (001).

Caracteristic pentru disten este culoarea albastră și duritatea care variază între 4 (fața 100) și 7 (fețele 010 și 110). Clivajul este perfect după (100).

Greutatea specifică variază între 3,5 și 3,7, deci separabil în bune condiții de cuarț, feldspați și mice.

Distenul este asociat cu celelalte minerale componente ale cristalinului, adică cu cuarț, mice, feldspați, staurolit, rutil, turmalină etc. De asemenea, distenul conține o serie de incluziuni micronice de minerale străine (biotit, rutil etc.), care diminuiază calitățile refractare.

Primele iviri de disten, apreciate de autori ca fiind cu valoare economică, au fost micașisturile și cuarțitele cu disten, din masivul Semenicului — zona Nemanul — pentru ca, ulterior, cercetările Departamentului Minelor să se extindă și în Cristalinul Sebeșului și Făgărașului.

Faza actuală a investigațiilor asupra zăcămintelor de disten din Carpații Meridionali permite clasificarea acestora în trei grupe mari, în funcție de unitățile cristaline și geomorfologice, și anume:

1. Zăcămintele de disten din masivul cristalin al Semenicului din Banat.
2. Zăcămintele de disten din masivul cristalin al Munților Sebeșului;
3. Zăcămintele de disten din masivul cristalin al Făgărașului.

I. *Zăcămintele de disten din masivul Semenicului* sînt relativ numeroase, acest mineral apărînd pe toate fețele masivului, adică pe fața de răsărit în Valea Teregoviței, Valea Timișului, Valea Mare, Valea Slatinei etc., pe fața

Fig. 1. Distenit compact (80% Al_2SiO_5) din vîrful Masivului Nemanu, Muntele Semenic.

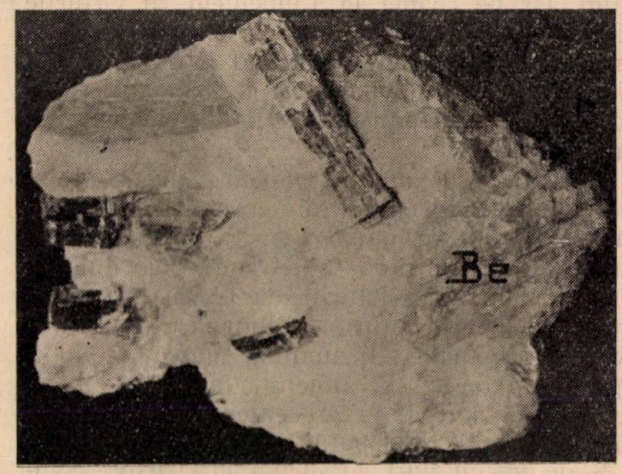


Fig. 4. Pegmatoid cu microclin, cuarț, disten, beril și fluorapotit. Masivul Haneș-Steaja. Munții Lotrului (Mărire naturală).

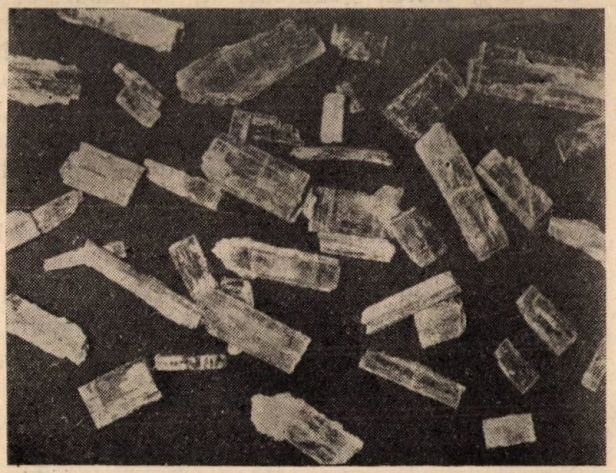


Fig. 2. Concentrat de disten (90% Al_2SiO_5 resp 50% Al_2O_3) Semenic. (Mărire 20 ×).

Fig. 5. Concentrat de disten (60 Al_2SiO_5). Valea Sebeșului (Mărine 20 ×).

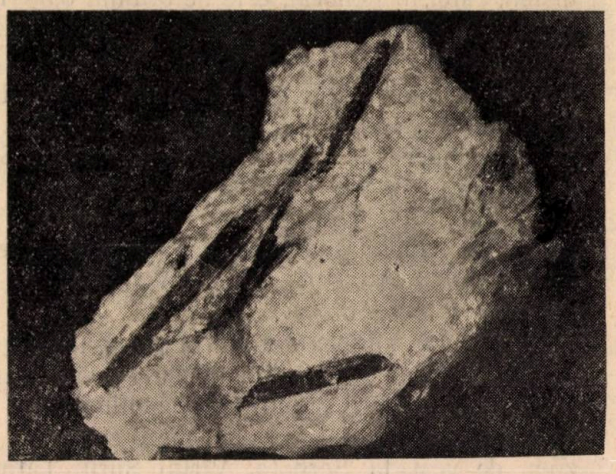


Fig. 3. Cuarțit cu disten (30% Al_2SiO_5) Masivul Jegoru. Semenic.

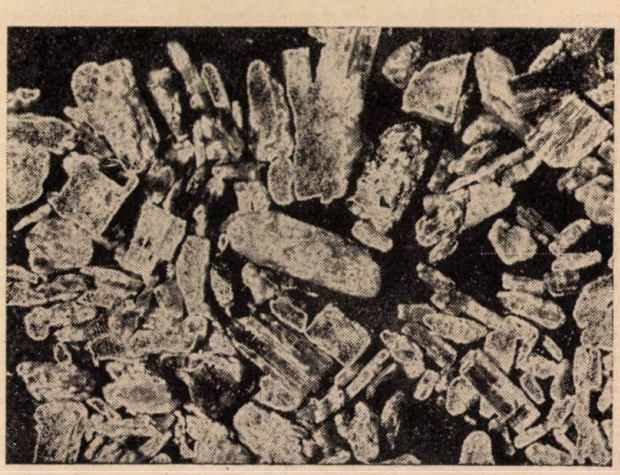


Fig. 6. Concentrat de disten (80% Al_2SiO_5) Sebeș. (Mărire 40×).

de apus la Văliug, pe fața nordică la Delinești-Rugi, iar pe coamă la Lindenfeld, în vîrfurile Nemanul, Jegoru, Poiana Nedeii ș.a., atît în micașisturi și cuarțite, formînd iviri în loc, cît și în materialul aluvionar de pe toate apele care coboară pe cele patru direcții din masivul Semenic.

Distenul este un permanent component al aluviunilor provenind din Semenic, atît în materialul fin granulat ($\varnothing < 5$ mm), cît și în materialul grosier — pietrișuri, bolovănișuri.

In genere, micașisturile cu disten sau cuarțitele cu disten conțin și sillimanit, granați (în deosebi almandin), turmalină, muscovit, biotit, apatit, zircon, rutil, ilmenit, magnetit, cuarț, feldspați, staurolit, în procente variabile predominînd cuarțul, feldspatul, micele și granații.

S-au întîlnit iviri cu disten în cuarțuri compacte cu 10—25% disten albastru, sau în micașisturi cu 5—10% disten gălbui-verde și mai rar distenite cu peste 30% disten albastru.

Cele mai bogate iviri par a fi lentilele din zona NV—SE Vîrful Nemanu-Jegoru în cuarțite și micașisturi cu 10—25% disten albastru.

Alte iviri interesante par a fi cele din fundul văii Teregoviței, în micașisturi, cu 5—10% disten verzui.

Foarte importante cantități de disten se găsesc, însă, permanent și, în mod general, în materialul aluvionar al apelor care coboară din Semenic, distenul reprezintă 1—3% din masa nisipoasă.

Prin încercări informative de concentrare a acestor aluviuni la trog, s-au obținut concentrate cu 10% disten.

Tabela 1

Analiza spectrografică a distenului din V. Nemanul (Semenic, Banat)

Element	Linii spectrale caracteristice pe baza cărora a fost identificat
Crom	4254,34—2835,63 Å
Titan	4981,73—3349,03 3653,49 Å
Mangan	4030,75—2576,10 Å
Fier	3719,93—2599,39—2382,04 Å
Galiu	4172,05 Å
Indiu	4511,32 Å
Taliu	5350,46 Å
Germaniu	3269,49—3039,06Å
Niobiu	4058,93—3094,13 Å
Zirconiu	3601,19—3547,68—3391,97 Å
Potasiu	4047,20—4044,14 Å
Magneziu	2852,12—2795,53 Å
Calciu	4226,72 Å
Beriliu	3130,41—2348,61—3131,07 Å

2. *Zăcămintele de disten din munții Sebeșului* sînt mai numeroase decît cele din Semenic, în primul rînd datorită suprafeței mult mai întinse a acestui teritoriu muntos.

Semnalate încă anterior anului 1900 de către Becke (1893 Min. Lexicon III), Zepharovicz (1859 Min. Lexic. I), Hauer—Stache (1863 Geol. Siebenbürgens) și alții, iar în timpul din urmă de A. Vendl (1930), St. Ghika-Budești (1934) și, mai recent, de N. Mihailovici (1951), L. Pavelescu și P. Caulea (1954—1956) — rocile cristaline cu disten, formînd iviri și concentrări cu valoare economică, apar din ce în ce mai numeroase în această regiune.

In general, distenul în Sebeș este prezent în aluviunile de la Pianul de Sus, unde distenul ajunge la 2—3%, concentratele realizate la trog conținînd chiar pînă la 15—18% disten.

Ca iviri în loc se citează paragneisele distenifere — silimanitice și cele granatifere din Stefanu — Sălenele, cele din Bătrîna, Surianu, Vîrful lui Pătru, Tău — Frumoasa — Pîrva, apoi Cîndrelul — Zimbrul — Voineagul, precum și Paltineiul, Bistra, Tomnatecul, Balindru etc.

Se cunosc din Sebeș distenite cu peste 50% disten albastru, micașisturi și pegmatite cu 20—25% disten gri-albăstrui, sau cuarțuri cu 5—10% disten albastru, în cristale idiomorfe foarte bine dezvoltate (30—70 mm), formînd pachete, evantaie și aglomerări în cuiburi. Distenul este asociat frecvent cu sillimanitul (Bătrîna, Surianu), turmalină, granați, mice, staurolit, rutil, cuarț etc. Conținuturile în disten se pot vedea în tabela 1.

Destul de curent se constată prezența incluziunilor de rutil, apatit, cuarț, mice, minerale care reduc din calitatea de refractaritate a distenului și care trebuie eliminate prin preparare.

3. *Ivirile de disten din masivul Făgărașului* sînt mai puțin numeroase decît în Semenic și Sebeș, fiind cantonate, îndeosebi, în zona vestică a masivului, adică între Negoiu și Olt.

Toate apele care coboară din masivul Făgărașului, atît pe versantul sudic, cît și pe cel nordic, au în aluviunile lor un conținut de disten, care, în general, este de ordinul 0,5—1% și care în concentratele de trog se poate ridica la 5—7%.

Primele informații despre distenul din Făgăraș le dă Zepharovicz (1859—1873 Min. Lex. I—II), Hauer—Stache (1863 — Geologie Siebenbürgen), Becke (1893 Min. Lex.), apoi M. Reinhardt 1909 (Sist. crist. M. Făgăraș), iar recent St. Ghika-Budești (1934 An. Inst. Geol. XVI și 1940 An. Inst. Geol., Vol. XX) și V. Manilici (1949—1950).

Iviri în loc sînt cantonate în paragneise granatifere (granat, staurolit, disten) cu interstratificații de calcare cristaline și amfibolite și în micașisturile granatifere de mezo-catazonă în zona de vest la Șerbota, Vîrful Suru, Tătaru, Măgura Cîinenilor etc.

Acest mineral apare mai intens în zonele Suru — Tătaru — Măgura Cîineni — Fundul

Tabela 2

Conținuturile în disten ale unora din principalele zăcăminte și iviri de disten din Carpații Meridionali

Unitatea cristalină	Materia primă	Disten : Al_2O SiO_4	Sillimanit Al_2SiO_5	Almandin : $Al_2Fe_3(SiO_4)_3$	Muscovit biotit	Turmalină	Cuarț	Microclin	Albit Oligoclaz	Alte componente
Masivul cristalin al Semenicului	1. Micașist cu disten (cal. I-a) Vrf. Nemanul	52%	4%	15%	18%	6%	8%	1%	—	
	2. Micașist cu disten (cal. II-a)	26%	—	5%	30%	—	35%	—	2%	zircon, staurolit, apatit
	3. Cuarțit cu disten (cal. II-a)	30%	—	—	1%	—	65%	—	—	
	4. Micașist cu disten (cal. III-a)	10%	—	4%	35%	4%	45%	—	4%	
	5. Concentrat de disten (Semenic)	82%	—	5%	—	—	10%	—	—	
Masivul cristalin al Sebeșului	1. Micașist cu disten (cal. II-a)	22%	6%	10%	14%	—	42%	—	—	staurolit, ilmenit, pirotină, zircon, ilmenit, apatit titanit, zircon, staurolit, ilmenit rutil
	2. Micașist cu disten (cal. I-a)	48%	2%	12%	8%	—				
	3. Distenit compact	85%	2%	5%	4%	—	35%	—	—	
							4%	—	—	
	4. Distenit compact	90%	—	3%	2%	—	5%	—	—	
	5. Micașist gneisic cu disten	40%	—	15%	20%	4%	18%	—	3%	
	6. Micașist cu disten	17%	—	20%	12%	6%	40%	4%	6%	
Masivul cristalin al Făgărașului	1. Micașist cu disten-almandin	15%	2%	14%	26%	3%	40%	—	—	titanit, staurolit zircon, apatit ilmenit, zircon, apatit, zircon, ilmenit
	2. Distenit compact	80%	—	—	5%	3%	12%	—	—	
	3. Paragneis disteno-granatic	26%	—	30%	5%	6%	20%	—	10%	
	4. Paragneis cu disten	15%	4%	20%	10%	—	35%	3%	12%	
	5. Paragneis cu disten	40%	10%	15%	5%	10%	10%	4%	6%	
	6. Concentrat de disten (din aluviuni)	62%	8%	20%	—	5%	5%	—	—	

Serbotei, după indicațiile lui Ștefan Ghika-Budești concentrațiile în disten ajungînd pînă la 30%.

Răspîndirea distenului în masivul Făgărașului este încă incomplet cunoscută. În acest masiv, zonele cu disten se extind și spre est, cum este cazul în M. Lipitoarea, unde M. Reinhardt citează pegmatite cu disten albastru.

Asocierile constatate ale distenului sînt cu muscovit, cuarț, feldspați, hornblendă, sillimanit, staurolit, ilmenit, rutil, tremolit etc.

Tabela 2 ilustrează conținuturile în disten ale principalelor zăcăminte din Carpații Meridionali.

Analiza chimică a unor probe de disten din cele trei masive citate în comparație cu un disten din Suedia (Westanö) se prezintă ca în tabela 3.

Analiza spectrală a celor trei tipuri de disten de mai sus a indicat prezența următoarelor elemente:

Tabela 3

Compoziția chimică	Disten provenind din			Suedia (Westanö)
	Semenic (Nemanul)	Sebeș (Tomnatec)	Făgăraș (Suru)	
SiO_2	36,80	37,15	37,50	37,47
Al_2O_3	58,30	57,72	58,11	56,13
Fe_2O_3				0,96
FeO	2,10	1,80	0,85	2,19
TiO_2	0,60	0,80	1,05	0,87
MgO	0,17	0,20	0,10	0,21
CaO	0,22	0,25	0,45	0,30
Na_2O	1,01	0,95	1,26	0,92
K_2O				
P_2O_5	0,40	0,30	0,20	0,69
P.C.	0,80	0,65	0,88	0,75
	100,40%	99,82%	100,40%	100,49%

	Al	K	Na	Cr	Ti	Ga	Tl	In	Fe	Mn	Zr	Mg
1. Semenic (Nemanul)	+	+	+	+	+	+	+	—	+	+	—	+
2. Sebeș (Tomnatec)	+	+	+	+	+	+	—	+	+	—	+	+
3. Făgăraș (Suru)	+	+	+	+	+	—	—	—	+	+	—	+

Incercări asupra refractarității distenului din Carpații Meridionali se execută actualmente în Institutul de Cercetări Metalurgice, iar încercări de laborator și semiindustriale de fabricare a siluminului și aluminiului în cadrul ICECHIM.

Bibliografie

[1] Betehtin A. G.: *Mineraloghia*, Moscova, 1950.

[2] St. Ghika-Budești: An. Inst. Geologic XVI, 1934.

[3] Hauer Fr. și Stache G.: *Geologie Siebenbürgens*, Wien, 1863.

[4] Reinhardt M.: *Șisturile cristaline din Munții Făgărașului* (1909).

[5] Pavelescu L.: An. Com. Geol. 1952.

[6] Roșca L.: *Dări de seamă ale Sed. Comit. Geologic*, vol. XXXVIII, 1954, pag. 146.

Cocs din cărbuni necocsificabili (VI)

Utilajele semiindustriale și industriale pentru realizarea procesului tehnologic

Ing. **I. Barbu** și ing. **Narcissa Teodorescu**

Inainte de a prezenta rezultatele încercărilor pilot și semiindustriale este necesar, la fel după cum în prima notă au fost prezentate procesele tehnologice descrise în literatură, să fie prezentate utilajele care permit realizarea fabricării brichetelor și, mai ales, a cocsificării lor la scară mare.

Fabricarea brichetelor cu liant reprezintă un procedeu clasic cu o tehnologie bine dezvoltată și pusă la punct, realizîndu-se productivități mari, în unități relativ mici.

Pentru brichetarea cu liant se folosesc pe scară mai largă două tipuri de prese:

— prese cu forme închise (Couffinhal);

— prese cu valțuri.

Presele cu forme închise sînt folosite pentru fabricarea brichetelor prismatice de uz casnic, în timp ce necesitățile industriale de manipulare impun folosirea brichetelor ovoide sau „perniță", care sînt fabricate în prese valțuri. Realizarea brichetelor necesare fabricării cocsului cere tot folosirea preselor valțuri.

Presele valțuri, a căror schiță principială este prezentată în fig. 1, sînt folosite destul de mult în industria carboniferă și sînt bine cunoscute, nefiind necesară o descriere mai amănunțită. Caracteristicile tipurilor curente de prese valțuri sînt cele din tabela 1.

Tabela 1

Caracteristicile preselor valțuri

Productivitate t/h	5 . . . 6	8 . . . 10	20 . . . 25	30 . . . 35
Productivitate medie în două schimburi, t/zi	96	150	340	640
Nr. de perechi de valțuri	2	2	2	2
Puterea necesară motorului cu malaxor, CP	20 . . . 25	25 . . . 35	60 . . . 75	100 . . . 120
Puterea necesară motorului fără malaxor, CP	—	12 . . . 15	35 . . . 40	40 . . . 50
Gabarite: lungime m	2,1	2,5	6	6
lățime m	2,4	3	3	6
înălțime m	3,2	4	5	5,5
Greutatea cu malaxor t	6	10,5	22	30
Greutatea fără malaxor t	—	8	14	15

Presiunea exercitată de presele valțuri asupra amestecului este de 100—300 kg/cm². Presiunea variază între aceste limite în funcție de cantitatea de material alimentat; dacă în presă intră material în cantitate prea mică se obțin brichete poroase și puțin rezistente; dacă în presă intră exces de material, brichetele se rup în două, pe planul tangent al celor două forme. Viteza periferică a valțurilor variază de la 0,25 la 0,30 m/s la cilindrii cu diametru

mic şi de la 0,40 la 1 m/s la cilindrii cu diametru mare. La o brichetă cu o lăţime de 88—90 mm presarea maximă durează de la 0,088 la 0,36 s.

Pentru cocsificare sînt preferate brichetele în formă de „perniţe", cu o greutate de 150—250 g, însă se întîlnesc şi alte formate de brichete, cu greutăţi variind între 40 şi 250 g. Celelalte condiţii tehnologice sînt identice cu cele ale producerii brichetelor cu liant pentru uz energetic din cărbuni (încălzire în malaxor, dezaerisire şi dezaburire după malaxor, răcirea pe benzi de ţesătură metalică etc.).

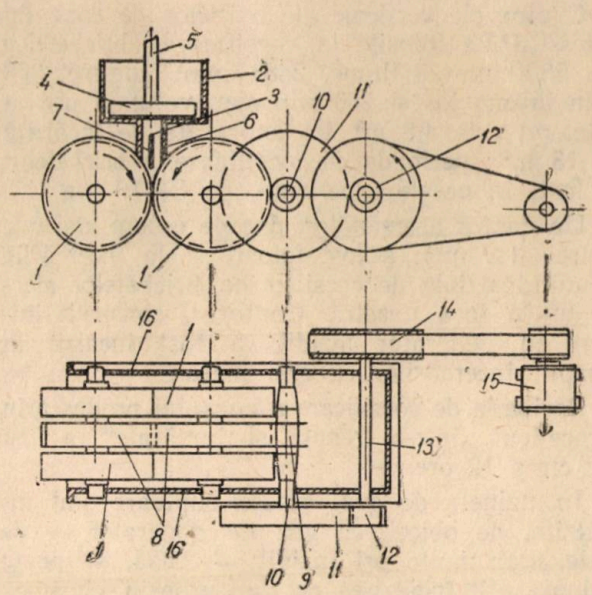


Fig. 1. Schema presei cu valţuri cu acţionare individuală : *1* — valţuri ; *2* — distribuitor ; *3* — şliţ ; *4* — paletă ; *5* — arbore vertical ; *6* — tub flexibil ; *7* — plăcuţă ; *8* — roată cilindrică ; *9* — pinion ; *10* — arbore ; *11* — roată ; *12* — pinion ; *13* — arbore ; *14* — roată de transmisie ; *15* — electromotor ; *16* — cadru.

Cocsificarea brichetelor ca atare nu se poate face în cuptoare de tip clasic, din următoarele motive :

— în timpul cocsificării brichetele rămîn individuale, ele nu se prind în masă ;

— rămînînd aşezate în formă de vrac, de material format din bucăţi individuale, evacuarea în direcţie orizontală, prin împingere, devine imposibilă ;

— încercarea de a împinge masa de material cocsificat duce la exercitarea de presiuni puternice asupra pereţilor, prin efectul de pană pe care-l realizează fiecare bucată de cocs brichetă impinsă în cele ce îi sînt aşezate în faţă (fig. 2).

Datorită acestei situaţii, cocsificarea brichetelor trebuie realizată prin alte soluţii tehnice. Astfel, pentru realizarea cocsificării, cercetătorii şi tehnologii s-au orientat spre folosirea cuptoarelor verticale şi oblice, bine cunoscute în industria fabricării gazului de iluminat, sau spre alte soluţii adecvate caracteristicilor brichetelor.

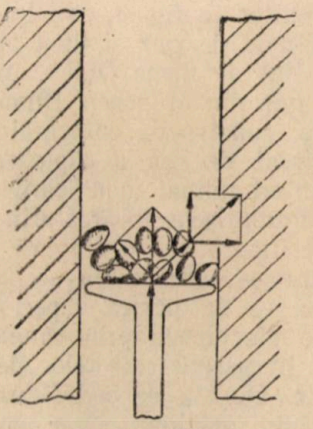


Fig. 2. Împingerea cocsului brichete în cuptorul orizontal.

In faza actuală de dezvoltare a tehnicii, cocsificarea brichetelor se poate face, astfel, în :

— cuptoare verticale discontinue cu încălzire externă ;

— cuptoare verticale continue sau semicontinue
  - cu încălzire externă ;
  - cu încălzire internă ;
    - cu purtător de căldură solid ;
    - cu purtător de căldură gazos ;

— cuptoare clasice, în masa de cocs clasic, brichetele fiind amestecate cu şarja şi cocsificate împreună cu aceasta.

Dintre diferitele tipuri de cuptoare ce pot fi folosite la cocsificarea brichetelor, din fiecare categorie va fi descrisă cîte o construcţie repre-

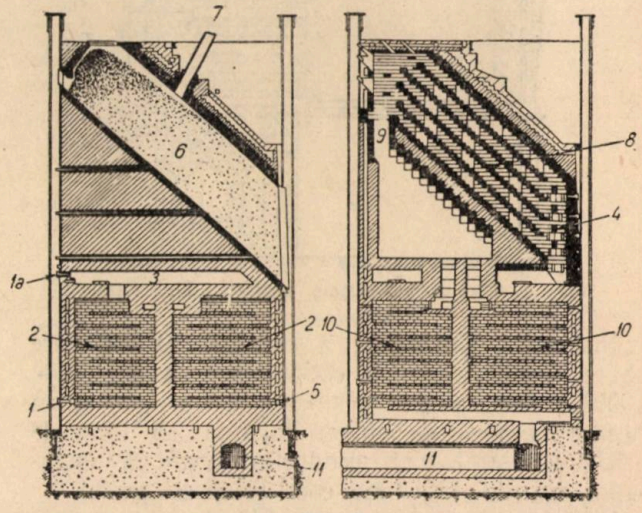


Fig. 3.

1, 1a — ventil de gaz ; *2,2'* — regeneratoare ; *3* — canal ; *4* — arzătoare ; *5* — gură de intrare a aerului ; *6* — camera de cocsificare ; *7* — coloana pentru evacuarea produselor volatile ; *8* — canale de ardere oblice ; *9* — canal de fum ; *10* — regenratoare ; *11* — canal de fum spre coş.

zentativă, deoarece diferitele variante elaborate de diverse firme se deosebesc mai mult prin soluţii constructive.

Cuptorul oblic discontinuu cu încălzire externă, reprezentat în fig. 3, este folosit în mod curent în uzinele de gaz şi tipul său principal a fost dezvoltat de firma Didier, în colaborare cu uzina de gaz din München. După cum reiese şi din figură, construcţia cuptoarelor oblice nu diferă principial de cea a cuptoarelor orizontale, intervenind numai modificările impuse de sensul de circulaţie a încărcăturii. Astfel, camera de cocsificare are o singură uşă — cea de descărcare —, încărcarea se face printr-o singură gură — la partea superioară —, iar încălzirea se efectuează prin canale de încălzire aşezate în pereţii camerelor de cocsificare în sens oblic. Durata de cocsificare — pentru şarja de cărbuni măcinaţi şi nu pentru brichete — în cuptoare de acest tip este de 22—24 ore la cuptoarele de 480 mm lăţime, 16 ore la cuptoarele de 410 mm lăţime şi de 11—12 ore la cuptoarele cu o lăţime de 340 mm, în partea din faţă. Pentru cocsificarea brichetelor, cuptoarele oblice corespund perfect şi au fost folosite în instalaţiile industriale la procedeul Carbocoal.

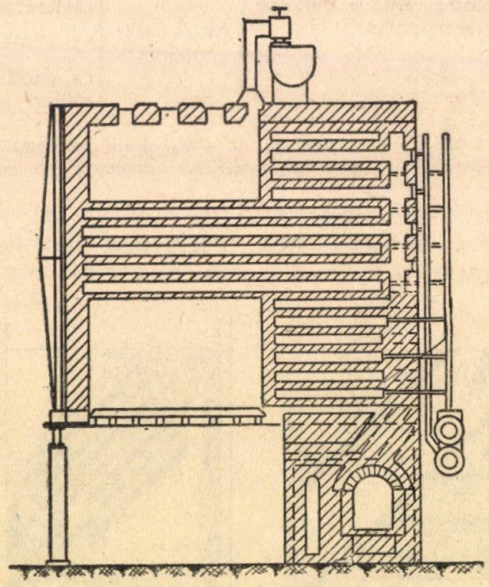


Fig. 4. Cuptor cu cameră verticală, Dr. Otto.

Instalaţia Carbocoal a cuprins 10 cuptoare oblice, temperatura de cocsificare era de 900—1000°C, durata de cocsificare 5—6 ore şi în fiecare cameră se puteau încărca 15 tone de brichete, astfel încît producţia totală a instalaţiei era de 420 tone cocs brichete pe zi.

Cuptoarele discontinue verticale au apărut ca o dezvoltare a retortelor verticale de degazare şi au reprezentat, întotdeauna, un punct de atracţie pentru uzinele de gaz mai mici, deoarece transporturile de materiale se reduc la aducerea cărbunilor într-un siloz aşezat deasupra cuptoarelor şi la evacuarea cocsului. Concomitent, sînt simplificate şi părţile metalice de la utilajele anexă, reducîndu-se şi mîna de lucru necesară pentru deservire. O formă a cuptoarelor verticale de acest fel de construcţie Otto este dată în fig. 4, în care se pot vedea cu uşurinţă principiile constructive ale unui cuptor de acest tip. Cuptoare verticale discontinue de construcţie Didier au fost folosite pentru cocsificarea brichetelor, atît la Hutta Jiulia, cît şi ulterior în R.P.U., la încercările efectuate în cadrul procedeului maghiar de fabricare a cocsului brichete.

Cuptoarele verticale ale uzinelor de cocs din Pécs-R.P.U. folosite la cocsificarea brichetelor au 5800 mm înălţime, 2684 mm lungime, 360 mm lăţime jos şi 260 mm sus, volumul util al camerei este 4,8 m^3, iar suprafaţa de încălzire 31,13 m^2; perioada de cocsificare a brichetelor a fost, în aceste experienţe, de 8—10 ore.

Un cuptor asemănător, dar de volum mai mic (circa 1,2 m^3), a fost folosit şi la încercările semiindustriale de cocsificarea brichetelor efectuate în ţara noastră. Cuptorul, construit iniţial cu generator înzidit, a fost încălzit în timpul încercărilor cu gaz metan.

Perioada de cocsificare a cocsului produs prin procedeul „într-o treaptă şi jumătate" a fost de circa 12 ore.

In uzinele de gaz, aceste cuptoare sînt încălzite, de obicei, cu gaz de generator — de cele mai multe ori înzidit — însă, se poate adopta atît încălzirea cu gaz propriu, cît şi cu gaz din exterior. Căldura sensibilă a gazelor arse este folosită prin utilizarea recuperatoarelor în contracurent cu aerul şi — dacă este cazul — cu gazul de încălzire.

Cuptoarele verticale continue sau semidiscontinue sînt folosite pentru realizarea unui regim de încălzire lent sau special a brichetelor supuse cocsificării. In general, în astfel de cuptoare sînt cocsificate brichete fără liant sau cu liant infuzibil, deoarece lianţii obişnuiţi, de origină cărbunoasă sau petrolieră, se înmoaie la o încălzire lentă, înmuierea lor ducînd la deformarea şi distrugerea brichetelor. Din cuptoarele verticale de acest tip (Woodal — Ducham, Didier, Koppers etc.), în ultimii ani a fost dezvoltat cuptorul vertical construit la uzinele de cocsificarea brichetelor de la Lauchammer R.D.G. Acest cuptor (fig. 5) este format dintr-un uscător asemănător cu uscătoarele de la cuptorul de semicocsificare Lurgi, în care brichetele sînt uscate direct cu gaze arse. După uscare, brichetele intră în cuptorul propriu-zis, a cărui cameră este încălzită din exterior. Zona inferioară a cuptorului nu este încălzită, pentru a se realiza o răcire prealabilă a brichetelor. Camerele de cocsificare

au înălțimea de 8000 mm, lungimea medie de 3000 mm, lățimea medie de 350 mm și volumul util de 8,4 m³. Funcționarea este semicontinuă. Cîte șase camere de cocsificare sînt reunite într-un cuptor cu un recuperator și un uscător secționat în două. Patru cuptoare de acest fel, în total 24 camere, formează o ba-

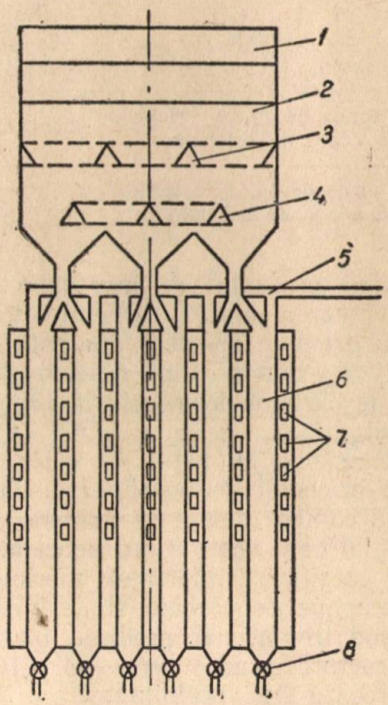


Fig. 5a. Cuptor Lauchammer :
1 — siloz ; *2* — uscător ; *3* — gurile de evacuare a gazelor de uscare ; *4* — gurile de introducere a gazelor de uscare ; *5* — barilet pentru produsele volatile ; *6* — camera de cocsificare ; *7* — canalele de ardere ; *8* — dispozitiv pentru evacuarea cocsului.

terie. O astfel de unitate are o capacitate de 300—310 t brichete în 24 ore și produce zilnic 125—130 t cocs brichete fabricate prin procedeul Rammler—Bilkenroth. Cocsul fierbinte se răcește într-un răcitor de cocs de 130 m³, care lucrează cu gaze inerte ce răcesc cocsul, cedînd căldura recuperată unui sistem de cazane și de răcitoare, înainte de a se reîntoarce în circuit. La fiecare tonă de cocs se obțin 250 kg abur de 15 at și 300°C.

Cuptoarele verticale continue cu încălzire internă folosesc în general principiul cuptorului de semicocsificare Lurgi, acest tip de cuptor, însă, ca și majoritatea cuptoarelor cu încălzire în contracurent (de sus șarja, de jos gaze arse fierbinți), nu poate fi folosit decît pentru carbonizarea — chiar la temperatură înaltă — a brichetelor fără liant.

Un cuptor cu cuvă, special pentru cocsificarea brichetelor cu liant, a fost propus de Swietoslawski, cocsificarea pe grătare în Canada, însă pentru cocsificarea brichetelor cu liant nu pot fi folosite decît cuptoare în care se realizează o viteză mare de încălzire. Pentru aceasta au fost elaborate construcțiile de cuptoare cu curent de gaze transversal.

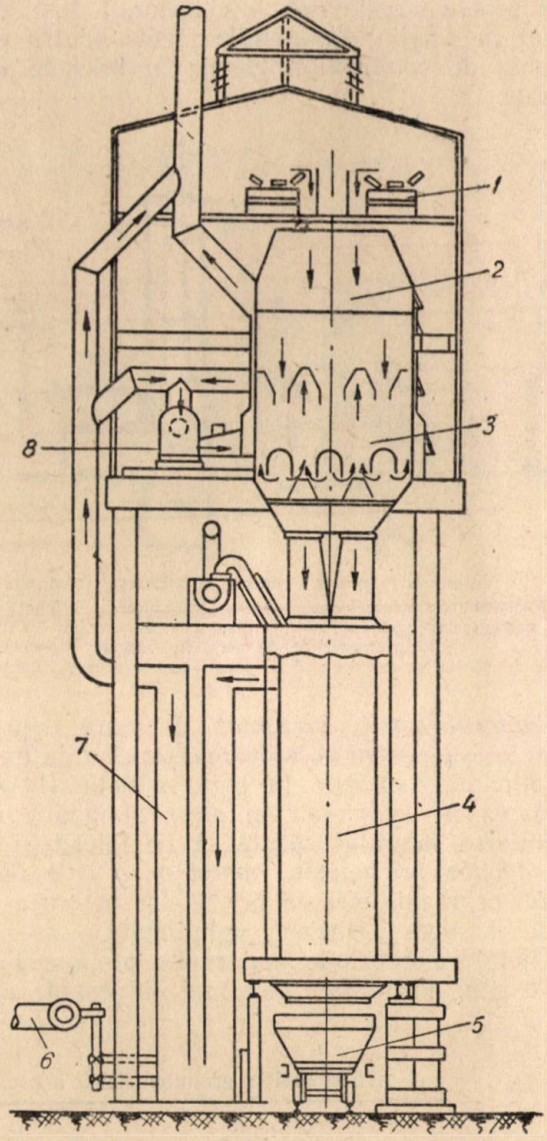


Fig. 5b
1 — bandă de transport ; *2* — siloz ; *3* — uscător ; *4* — camera de cocsificare ; *5* — vagonet ; *6* — conductă pentru aducerea gazelor de ardere ; *7* — recuperatoare ; *8* — ventilator.

Literatura indică un cuptor de acest fel, construit la Institutul de Cercetări Carbonifere din Tokio (fig. 6). Funcționarea acestui cuptor este următoarea : brichetele din silozul de alimentare, așezat deasupra cuptorului, sînt introduse în șarje, în camera de cocsificare. Camera este construită din cărămizi refractare și are pereții prevăzuți cu numeroase fante, prin care trece gazul de încălzire care circulă în cuptor pe direcții orizontale. Gazele fierbinți au o temperatură la intrare de 1250°C, ies din prima zonă cu 1000°C, sînt reintroduse la aceeași temperatură și părăsesc partea de sus a cuptorului la 800°C. Viteza de încălzire

a brichetelor este de 8—10°C/min, iar creşterea temperaturii se face în mod uniform. Timpul total de cocsificare este de 2—3 ore.

Un cuptor cu purtător de căldură solid, special pentru cocsificarea brichetelor, a fost elaborat în Anglia, în studiile făcute pentru obţinerea de combustibil casnic în brichete degazate.

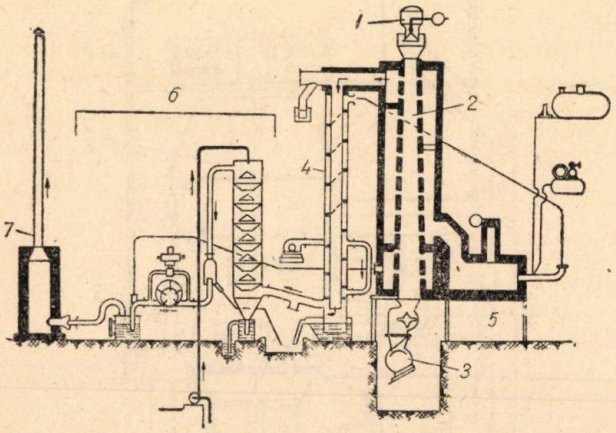


Fig. 6. Cuptorul japonez pentru cocsificarea brichetelor : *1* — dispozitiv de închidere pentru introducerea brichetelor ; *2* — camera de cocsificare ; *3* — dispozitiv de evacuare a cocsului ; *4* — răcitor-preîncălzitor de aer ; *5* — focar ; *6* — instalaţiile de răcire şi captare ; *7* — focar pentru arderea gazelor.

Cuptorul clasic, orizontal, de mare capacitate, folosit pentru cocsificarea şarjelor de huile aglutinante încărcate în stare afînată (la încărcarea pe sus) sau în stare stampată (la încărcarea laterală), poate să fie folosit şi la cocsificarea brichetelor, *numai pe o cale indirectă,* prin amestecarea brichetelor în şarja de huile de cocs „clasice" aglutinante.

Literatura cuprinde mai multe propuneri de acest gen, dintre care cele mai interesante sînt publicate în 1952 de ing. P. I. Turcenko în „Stal" şi studiile efectuate de ing. Jako în R.P.U. şi prezentate în cadrul unei consfătuiri de specialitate care a avut loc la Katowice.

În lucrările lui P. I. Turcenko se porneşte de la premisa că greutatea volumetrică a şarjei de cocs (încărcată pe sus) poate fi mărită printr-un adaos de brichete la şarjă.

Greutatea volumetrică a unei şarje de cocs încărcate în cuptor, pe sus, nu depăşeşte, de obicei, 0,820 t/m³. Un adaos de 40% brichete duce la creşterea greutăţii volumetrice pînă la 0,925 t/m³, adică cu 13,5%. În încercările industriale s-au obţinut creşteri ale greutăţii volumetrice de 6% şi caracteristici ale cocsurilor ca cele cuprinse în tabelele 2 şi 3.

Tabela 2

Rezistenţa cocsului obţinut din şarjă de huile şi din şarjă de huile cu adaos de brichete

Nr. crt.	Şarja	Rezistenţa la toba Sundgreen, kg
1	Cu adaos de 11,8% brichete	326
	Fără adaos de brichete	321
2	Cu adaos de 14,6% brichete	324
	Fără adaos de brichete	328

În studiul prezentat de ing. Jako se arată că la „încărcarea mixtă", cărbunii brichetaţi — deci cu o greutate specifică aparentă ajungînd pînă la 1,25 g/dm³ — fiind repartizaţi uniform în patul de cărbune formează, în timpul cocsificării, bulgări din ce în ce mai aglomeraţi şi mai compacţi în patul de cărbune. Dacă cărbunele brichetat se aglutinează sau brichetelor li se conferă sau li se măreşte o capacitate de aglutinare absentă sau deficientă, atunci în timpul cocsificării diferenţele morfologice ale şarjei eterogene de cărbuni şi de brichete dispar în mod treptat, iar produsul final, cocsul, are o structură practic omogenă. „Încărcarea mixtă" creează deci posibilitatea :

1) lărgirii bazei de materii prime prin folosirea la cocsificare a brichetelor fabricate din cărbuni neaglutinanţi ;

2) măririi capacităţii de prelucrare a instalaţiilor de cocsificare (printr-o cantitate mai mare de şarjă încărcată în cameră) ;

Tabela 3

Compoziţia granulometrică a cocsului experimental, produs la scară industrială

Şarja	Compoziţia granulometrică, mm							
	>100	100—80	80—60	60—40	40—25	25—10	10—5	< 5
Cu adaos de brichete	5,9	20,4	32,2	36,1	4,1	0,8	0,3	1,2
Fără adaos de brichete	5,2	15,3	34,0	36,8	6,1	1,0	0,4	1,2

3) măririi producţiei de cocs şi, mai ales, a produselor chimice obţinute la cocsificare.

Încercările făcute au arătat posibilitatea folosirii acestui procedeu, obţinîndu-se rezultatele din tabelele 4 şi 5.

După cum rezultă din tabele, s-au putut obţine creşteri ale greutăţii volumetrice de 25,5% şi rezistenţe la toba Micuum de 62—73% peste 40 mm.

Studiile de economicitate au arătat că avantajele folosirii încărcăturii mixte compensează cheltuielile de brichetare, chiar în comparaţie

cu procedeul ce foloseşte încărcarea afînată a cărbunilor în camere pe sus.

Incercările pilot şi la scară semiindustrială efectuate în cadrul procedeului „într-o treaptă şi jumătate" — studiat de noi *) — ce vor fi prezentate într-una din notele următoare — au folosit pentru fabricarea brichetelor prese valţuri, iar pentru cocsificarea lor — cuptoare verticale cu încălzire externă.

In cadrul unor încercări preliminare în laborator, de încărcare mixtă, s-a văzut posibilitatea adoptării acestui procedeu şi la brichetele produse prin procedeul „într-o treaptă şi jumătate", putîndu-se alcătui, deci, şarje cocsificate prin procedeul clasic, folosindu-se cărbuni bruni huiloşi (nr. cod 711—900), cruzi sau (şi) semicocsificaţi, sub formă de brichete amestecate cu şarja normală.

Tabela 4

Caracteristicile şarjelor la încărcarea mixtă

Nr. de serie al încărcării	1	2	3	4	5
Tipul camerei [1]	Vertical			Orizontal	
Inălţimea de vărsare, m	4,25	4,25	4,25	6	2,50
Forma brichetelor [2]	ovoidă	spărt.	ovoidă	ovoidă	spărturi
Greut. brichetelor, g	45,60	10,20	45,60	45,60	10,20
Greut. brichet, în amestec, %	50	33	50	50	33
Volumul brichet. în amestec, %	—	23,6	38	40	22
Greut. spec. a brichet., g/l	1200	1200	1200	1200	1200
Greut. cărb. patului, %	50	67	50	50	67
Volumul cărb. patului, %	—	76,4	62	60	78
Greut. volum. a cărb. patului, kg/m³ [3]	—	760	732	802	687
Incărcătura mixtă :					
Greut. volum. măsurată, în kg/m³	—	832	909	962	801
Greut. volum. calculată, kg/m³	—	864	920	920	811
Creşterea greutăţii volumetrice, % [4]		13,2	19,6	25,5	14,0

1) Dimensiunile camerei Koppers orizontale : lungimea 12500, lăţimea 450, înălţimea 2800.
Greutatea volumetrică medie a încărcăturii vărsate de > 3 mm : 700 g/l.
Dimensiunile camerei verticale Didier : lungimea 2680, lăţimea 310, înălţimea 5806.
Greutatea volumetrică medie a încărcăturii vărsate de >3 mm : 700 g/l.

2) Brichetele au fost fabricate la prese valţuri la o presiune de 150 kg/cm², cu 8% liant.

3) Greutatea volumetrică a încărcăturii patului a fost calculată din greutatea cîntărită a încărcăturii mixte.

4) Valorile procentuale ale creşterii greutăţii volumetrice au fost raportate, în cazul camerelor verticale, la 760 g/l, iar în cazul camerelor orizontale la 700 g/l.

Tabela 5

Caracteristicile cocsurilor obţinute la încărcarea mixtă

Nr. încărcării	1	3	5
Tipul camerei	Vertical		Orizontal
Nr. de cod :			
cărbunii din brichete	411	421	421
cărbunii patului	522	521	532
Caracteristicile cocsului :			
granulometria			
Dr—40% greut.	86	94	91
D —10% greut.	4	6	2
proba la toba Micuum			
M+40	73	62	69
M—10	10	12	8

*) Vezi şi notele anterioare.

Bibliografie

[1] Lurie L. A. : *Orientări noi în dezvoltarea brichetării cărbunilor*, Ugletehizdat, 1956.

[2] Hotunţev L. L. şi alţii : *Noi dezvoltări în tehnica brichetării cărbunilor*, Ugletehizdat, 1957.

[3] Jakó L. : *Mărirea capacităţii de cocsificare şi lărgirea bazei de cărbuni prin utilizarea de brichete în încărcătura mixtă*, Referat, Katowice, 1957.

[4] Brückner H. : *Handbuch der Gasindustrie*, Bd. I, 1937.

[5] Grossinsky O. : *Handbuch des Kokereiwesens*, Bd. 1, 1955.

[6] Barbu I., Ştefănescu I. şi Nistor N. : *Cocs din cărbuni necocsificabili I—V*, Revista Minelor, 1955—1957.

Despre problemele de aeraj ale minei „Petre Gheorghe" — Săsar în legătură cu combaterea prafului silicogen*)

Ing. Chira Vasile

In cadrul acestui articol se expun, rezumativ, greutăţile întîmpinate şi măsurile necesare pentru rezolvarea unui aeraj corespunzător, în vederea asigurării condiţiilor de muncă şi prevenirii intoxicaţiilor cu gaze nocive. De asemenea, se vor trata mai amplu rolul şi importanţa unui aeraj artificial şi metode noi de lucru în problema combaterii prafului silicogen.

Exploatarea minieră „Petre Gheorghe"-Săsar se află la circa 3,5 km de oraşul Baia Mare, pe malul drept al rîului Săsar. Regiunea este accidentată în partea nordică, avînd pante dulci spre sud (înspre rîul Săsar), unde sînt aşezate uzinele de preparare, locuinţele şi sediul exploatării.

Dealurile înspre nord au înălţimi variabile între 500 şi 1 000 m, clima este, în general, blîndă; temperatura medie anuală fiind de 8,5°C, precipitaţii anuale de circa 750 l/m², viteza medie a vîntului 0,8 m/s.

In această regiune predomină rocile vulcanice de vîrstă neogenă.

Zăcămintele minerale filoniene au provenit în urma unei activităţi hidrotermale, specifice zonelor vulcanice. Filoanele sînt incluse în roci eruptive, în mai multe tipuri de andezite cu piroxeni.

Sînt cunoscute mai multe zeci de filoane, dintre care numai 8 filoane prezintă, deocamdată, interes de exploatare. Majoritatea fronturilor de muncă sînt, însă, plasate pe trei filoane principale.

Direcţia filoanelor este NE-SV, cu o înclinare de 70—80° E sau V, grosimea lor variază în limite foarte largi de la 0,05—12 m, iar lungimea lor pe direcţie de la 100—1 000 m.

Prin exploatarea acestor filoane se urmăreşte extragerea metalelor neferoase.

La exploatarea minieră „Petre Gheorghe"-Săsar, se aplică în prezent metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului abatat cu o pondere de 90% şi metoda cu fîşii orizontale cu rambleie — 10%.

Delimitarea panourilor, care au dimensiuni de 120 x 50 m se face prin galerii săpate pe direcţie şi suitori pe înclinarea filoanelor.

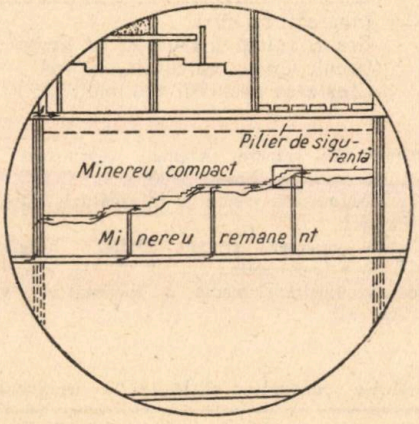


Fig. 1 a. Abataj cu minereu remanent

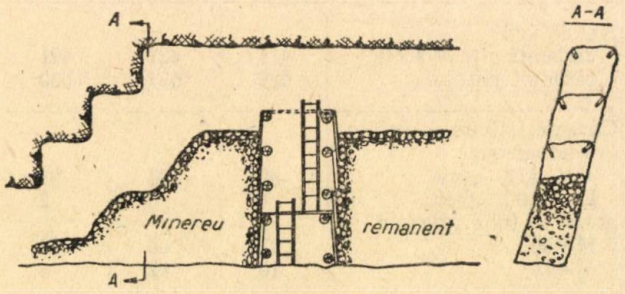


Fig. 1 b. Detalii în abataj (secţiune longitudinală)

Majoritatea operaţiilor din fronturile de muncă constau din: operaţii mecanice (80%) sau manuale, care dau naştere la formarea de praf nociv (perforare, încărcare etc).

Umplutura filoniană este, în general, constituită din cuarţ şi rocă intens silicifiată pe alocuri caolinizată cu un conţinut variabil de sulfuri auro-argentifere.

*) Lucrarea a fost prezentată la Simpozionul ţinut la Cluj în zilele de 24 şi 25 ianuarie 1958.

Conținutul de SiO_2 liber la umplutura filoniană variază între 70 și 95%.

Cuarțul, în general, se găsește în stare amorfă și rar cristalizat.

Exploatarea minereului util înglobează în esență o serie de lucrări și operații miniere ca: săparea de galerii de cercetare, de deschidere, puțuri, suitori, abataje, încărcarea minereului, transportul minereului, susținerea excavațiilor create, aerajul locului de muncă etc.

Aceste operații sînt executate sub forme variate, iar în momentul exploatării zăcămîntului ele sînt asociate în timp și spațiu, fapt care determină necesitatea sistematizării și coordonării lor.

Prin sistematizarea și coordonarea operațiilor miniere se urmărește, în primul rînd, obținerea de rezultate optime privitoare la realizarea și respectarea normelor de tehnica securității, cît și a unei extrageri cît mai complete și mai rațională a minereului din zăcămînt.

În urma studiilor făcute la exploatarea noastră, în strînsă colaborare cu Institutul de Igienă din Cluj, s-a constatat că pe parcursul procesului tehnologic minier (este vorba de excavare, transport, prepararea minereului etc.) există peste 20 de puncte generatoare de praf.

Este necesară, în prealabil, prezentarea cîtorva proprietăți dintre cele mai caracteristice ale cuarțului.

Culoarea este limpede pînă la lăptoasă. Cristalul de stîncă este incolor. Se cunosc varietăți de cuarț fumuriu, violet (ametistul), galben (citrinul) etc.

Duritatea cuarțului, după Mohs, este 7, greutatea specifică 2,5—2,8, rezistența la compresiune 1 350 kg/cm². Este infuzibil, insolubil în acizi, este atacat de acidul fluorhidric și de alcaloizi.

Cuarțul amorf formează, în majoritatea cazurilor, ganga filonului și intră des în compoziția rocilor însoțitoare.

La microscop, la o mărime de 50—100 de ori se poate observa că masa cuarțului amorf nu este compactă și conține multe goluri sub formă de bule. Cu cît numărul acestor bule este mai mare, cu atît aspectul cuarțului este mai lăptos. Acest aspect este provocat de reflecția totală a razelor luminoase, de pe fundul neegal al bulelor.

Bulele sînt goale, adică conțin numai gaze sau conțin lichid, în acest caz se numesc libele. Unele din ele sînt umplute cu pulbere sau cu

Tabela 1

Concentrația generală de praf în subteran la principalele operații

Nr. curent	Denumirea operației sau a locului de muncă	Numărul mediu particule praf/cm³ de aer	% Față de concentrația generală	N.T.S. 120 particule pe cm³ aer, depășire de ori față de N.T.S.	Numărul particulelor care intră în plămîni pe secundă la un efort mediu	Retenția în plămîni a particulelor de un micron și mai mici pe secundă la un efort mediu	Timpul de expunere a muncitorului pe un schimb	Numărul particulelor reținute în plămîni de 1 μ și mai mici pe timpul expunerii muncitorului (milioane particule)
0	1	2	3	4	5	6	7	8
1	Perforaj umed în abataje	1 261	11,4	10,5	63 000	25 000	$2^h30'$	225
2	Perforaj umed la înaintare	828	7,6	7,0	41 000	16 000	$2^h30'$	144
3	Explodarea găurilor în abataje	2 459 *)	22,5	20,0	125 000	50 000	$1^h\ 0'$	180
4	Explodarea găurilor în înaintări	682 *)	6,2	5,5	34 000	14 000	$0^h10'$	8,4
5	Încărcarea minereului din rostogoale în vagonete	2 945	26,8	24,0	150 000	60 000	$4^h\ 0'$	864
6	Piconare	1 435	13,1	12,0	72 000	30 000	$2^h30'$	270
7	Încărcarea minereului cu mașina de încărcat	526	4,9	4,5	26 000	10 000	$2^h\ 0'$	72
8	Galerii de transport și aeraj	525	4,9	4,5	26 000	10 000	$8^h\ 0'$	288
9	Diverse alte operații (copturitul, barosare etc.)	300	2,6	2,5	15 000	6 000	$0^h30'$	10,8
10	Suma concentrațiilor de praf	10 961	100	—	—	—	—	—

Observație. Pentru fiecare loc de muncă, în afară de timpul de expunere arătat în coloana 7, se mai adaugă diferența de timp rezultată de la poziția 8 (poziție orizontală), care reprezintă concentrația de praf pe toată mina. *) După 30' de la explozie.

cristale foarte mici, greu vizibile, numite microlite sau trinite capilare.

Cuarțul amorf plin de astfel de cavități produce în cursul operației de perforare particule de praf mult mai fine decît pulberea de minereu.

În lucrările subterane, operațiile de perforare-împușcare, de evacuare și de transport sînt cele mai periculoase din punct de vedere al contractării silicozei.

În contra prafului rezultat de la perforarea găurilor de mină se luptă prin umezirea prafului la locul de formare, utilizînd perforajul umed cu injecție axială, cu apă simplă sau cu amestec de apă și substanță B.

În condițiile existente la Săsar, prin perforajul umed, numărul particulelor de praf față de perforajul uscat se reduce cu circa 80—90%.

În baza unei teme întocmite de exploatarea noastră, Institutul de Igienă din Cluj, în vara anului 1957, a făcut determinări la 11 operații, din cele peste 20 de surse generatoare de praf, însă în cadrul acestei expuneri se vor analiza numai cîteva, care după părerea noastră sînt cele mai periculoase.

La poziția nr. 1, perforajul umed în abataje, avem, în medie, 1 261 particule de praf/cm³ aer, care reprezintă 11,4% din totalul conținutului de praf. Această cifră depășește concentrația admisă de N.T.S., timpul de expunere a muncitorului este 2 ore și 30 minute, timp în care perforează efectiv. Dacă mai multe perforatoare lucrează în serie în același abataj, timpul de expunere se mărește proporțional.

Din coloana nr. 7 rezultă că în timpul perforării efective, în plămînii minerului se reține circa 225 milioane particule de praf, cantitate egală cu aproximativ 0,2 mg. La această cantitate se mai adaugă particulele de praf existente în circuitul de aeraj al minei, praf care după calculele noastre se cifrează la încă 0,2-0,3 mg, deci în total un miner perforator reține în plămîni, într-un schimb de 8 ore, circa 0,4—0,5 mg de praf.

În legătură cu retenția prafului în plămîni, modul de calcul a fost următorul:

La un efort mediu un miner consumă circa 30 litri aer/min. Deci, debitul de aer ce trece prin plămîni este în acest caz de 500 cm³/s. Dacă se admite că în atmosfera locului de muncă există 100 particule de praf/cm³ de aer, în plămînii minerului vor intra 500 × 100 = 50 000 part/s.

După cum se știe, circa 50% din numărul particulelor au dimensiuni cuprinse între 0 și 1 μ și după literatura de specialitate retenția în plămîni este de circa 50—80%.

În exemplul prezentat din 50 000 particule de praf, plămînii rețin 20 000 particule.

Pentru calculul numărului de particule de praf, care rămîn în plămîni, ca urmare a actului respirator, se propune relația:

$$U_c = kQ_{pl} \frac{N_p}{1\ cm^3} t$$

în care:

U_c este unitatea convențională, care reprezintă numărul particulelor de praf inspirate și reținute în plămîni, pe unitatea de timp;

k — coeficientul de retenție care variază între 0,3 și 0,8;

Q_{pl} — debitul de aer, ce trece prin plămîni la un efort mediu;

$\frac{N_p}{1\ cm^3}$ — numărul particulelor de praf/cm³ aer;

$t = 1$ s (sau timpul de expunere).

În cazul aplicării acestei formule pe unitatea de timp (1 s) sau pe timpul de expunere (perforarea efectivă în abataj timp de 2 ore și 30 minute), se obține o cifră care ilustrează pericolul atmosferei în care lucrează muncitorii.

Dacă se cunoaște numărul și dimensiunile particulelor se poate calcula greutatea lor în miligrame și în consecință timpul de expunere în ani, în care perioadă în plămîni retenția de praf silicogen va ajunge la 10—50 g.

La poziția nr. 2, perforajul umed la înaintări. Situația este mai bună devreme ce există o cantitate mai mică de praf cu circa 30% față de abataj.

La poziția nr. 3—4, explozia găurilor de mină în abataje și la înaintări, situația este cea mai gravă, deoarece este vorba de praf activ proaspăt format, care viciază, prin circuitul de aeraj, întreaga atmosferă a minei. Praful rezultat de la împușcarea găurilor de mine, în momentul exploziei, ca urmare a temperaturii înalte (2 700—3 100°) și a presiunii mari (9 180—10 170 at) la care se produce explozia, particulele se încarcă cu electricitate. Este vorba de proprietatea piezoelectrică a cuarțului.

Aceste „micro-proiectile" intrînd în plămîni schimbă compoziția fizico-chimică a secreției mucoasei pulmonare, influențează echilibrul coloidal, viciază proprietățile fagocitare ale țesutului limfatic, lezează țesuturile, prin fuzionare, blochează alveolele etc.

La împușcarea găurilor de mină în abataj, după 30 min. de la explozie, au fost găsite, în medie, 2 459 particule de praf/cm³ aer. Este un număr care reprezintă 22,5% din concentrația totală de praf și care depășește de 20 de ori prescripțiile din N.T.S. Timpul de expunere a muncitorului este de circa 1 oră, în care retenția în plămîni se cifrează la circa 180 milioane particule de 1 μ, care echivalează cu circa 0,2 mg de praf.

In vederea combaterii prafului rezultat de la împuşcarea găurilor de mină, exploatarea „Petre Gheorghe"-Săsar a experimentat pentru prima oară în ţară (ianuarie 1958) utilizarea unor cartuşe de cauciuc umplute cu apă obişnuită, care sînt intercalate între cartuşele de explozivi.

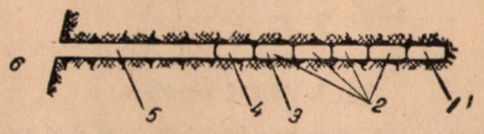


Fig. 2. Încărcarea găurilor cu explozivi şi cartuşe umplute cu apă :
1 — cartuş cu apă; *2* — explozivi; *3* — amorsă; *4* — cartuş cu apă; *5* — buraj cu nisip; *6* — reofori.

In urma temperaturii şi a presiunii înalte a exploziei apa din cartuşe se vaporizează *) şi aceşti nori de vapori, care prin condensare trec în picături mărunte, prin cădere antrenează aproape integral praful în suspensie, dizolvînd totodată o bună parte din gazele de explozie.

Sub titlu informativ, comunicăm că la cererea noastră Institutul de Igienă din Cluj, prin tov. dr. Nadudvari, ne-a făcut cîteva determinări şi rezultatele obţinute sînt încurajatoare. Cartuşul de apă reduce aproape în întregime gazele de explozie, iar numărul particulelor de praf rezultat de la împuşcarea găurilor de mine se reduce cu 75—90%.

Dăm cîteva exemple concrete :

— La o gaură încărcată şi împuşcată normal, după 10 minute de la explozie, la frontul de muncă se aflau 5 880 particule de praf/cm³ de aer şi mult fum, adică gaze de explozie.

— O gaură cu încărcătura normală + cartuşe umplute cu apă, după 10 minute de la explozie a dat naştere la 540 particule de praf/cm³ de aer. Fum şi gaze aproape inexistente. Deci numărul particulelor faţă de primul caz s-a redus cu circa 90%.

— La trei găuri încărcate şi împuşcate normal, după 5 minute de la explozie, la frontul de muncă se aflau 27 400 particule praf/cm³ aer şi foarte mult fum şi gaze de explozie.

— Trei găuri încărcate normal + cartuşe umplute cu apă după 5 minute de la explozie au dat naştere la 2040 particule de praf/cm³ aer fără fum şi gaze. Particulele de praf s-au redus cu circa 75%.

Menţionăm că la experimentele efectuate nu s-a procedat şi la determinarea gazelor de explozie. Afirmaţia că nu sînt gaze şi nu este fum se bazează pe aspectul atmosferei locului de muncă, unde după împuşcarea normală era mult fum văzut cu ochii liberi, iar după împuşcarea cu cartuşe de apă, atmosfera locului de muncă era lipsită de fum şi de mirosul specific gazelor de explozie. Aceste încercări vor fi continuate în strînsă colaborare cu Institutul de Igienă din Cluj. Cu acest prilej se va examina şi problema fixării prafului prin utilizarea unor soluţii coagulante, soluţii care vor fi încărcate în cartuşe fabricate din materiale plastice sintetice, ieftine.

La poziţia 5—9, în vederea combaterii prafului, s-au încercat pulverizatoare de apă, însă practic n-au dat rezultate, din cauza înfundărilor dese. Stropirea abundentă a minereului cu apă dă rezultate satisfăcătoare.

In lumina datelor prezentate cu privire la eficienţa diferitelor metode de combaterea prafului, arătate anterior, o măsură de luat în consideraţie este şi diluarea concentraţiei de praf prin aerajul artificial general al minei şi al locurilor de muncă.

Praful din mină se caracterizează printr-o dispersiune fină : 5—10% din praf au dimensiunea între 5 şi 10 μ, 10—20%, între 3 şi 5 μ. 30—50% între 1 şi 3 μ, 40—60% între 0 şi 1μ, Aceste cifre au fost obţinute în urma determinărilor efectuate la exploatarea noastră de către Institutul de Igienă din Cluj.

Aerodinamica modernă, cu privire la stadiul deplasării efective a particulelor solide, cu ajutorul curentului de aer, arată că deplasarea este posibilă numai cu condiţia ca viteza de circulaţie a aerului să întreacă capacitatea de plutire a particulelor de praf.

Viteza de plutire a particulelor de praf, deci viteza necesară deplasării curentului de aer, se determină cu formula prof. A. O. Spivakovski :

$$v = \sqrt{28{,}4 \cdot \frac{\gamma_1}{\gamma_2} \cdot d}$$

în care:

- v este viteza de plutire a particulelor de praf, m/s;
- γ_1 — greutatea specifică a particulelor de praf, kg/m³;
- γ_2 — greutatea specifică a aerului, kg/m³;
- d — diametrul particulelor transportate, m.

Dacă socotim greutatea specifică a cuarţului de la exploatarea noastră cu 2 650 kg/m³ şi greutatea specifică a aerului cu 24 kg/m³ la temperatura de 10°, vitezele de plutire pentru particulele de la 1—10 microni vor fi următoarele :

0,24	m/s	pentru	particule	de	1 micron.
0,33	m/s	pentru	particule	de	2 microni.
0,41	m/s	pentru	particule	de	3 microni.
0,47	m/s	pentru	particule	de	4 microni.
0,53	m/s	pentru	particule	de	5 microni.
2,40	m/s	pentru	particule	de	10 microni.

Din interpretarea acestor cifre rezultă că dacă se asigură pentru fiecare loc de muncă o viteză minimă a curentului de aeraj egală

*) Se pune întrebarea dacă nu cumva la temperaturi înalte ale exploziei apa se descompune în H şi O, care pot intra în alte reacţii chimice, deci apa să nu mai existe ca atare. N. R.

cu 0,6 m/s, se vor putea elimina particulele de praf de 5 μ și mai mici.

În acest caz, se vor evita depunerile de praf numite aerogele, care nu sînt stabile, deoarece se ridică din nou și intră în circuitul de aeraj, sub efectul undelor de explozie sau al curenților de aer.

Pentru aerajul fronturilor de muncă în fund de sac (galerii, suitori, puțuri), se utilizează aerajul artificial cu ventilatoare.

La dimensionarea ventilatoarelor, respectiv la baza calculelor se ia în considerare că un kg de exploziv dă naștere la 40 litri monoxid de carbon convențional, iar admiterea muncitorilor în frontul de lucru se face numai după ce gazele de explozie au fost reduse la 0,008%. Astfel avem:

a) aerajul refulant;
b) aerajul aspirant;
c) aerajul combinat.

Aerajul refulant asigură o curățire eficace și rapidă a frontului de lucru, însă gazele și praful rezultat de la explozii sînt conduse prin întreaga lucrare minieră.

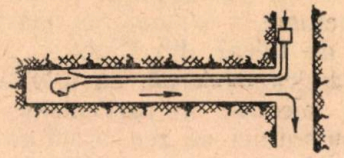


Fig. 3. Aerajul refulant. Calculul cantității de aer necesar la aerisirea galeriilor fund de sac după A. I. Xenofontova: Cantitatea de aer necesară este:

$$Q_r = \frac{250}{t}\sqrt{\frac{ASL}{75+A}} \text{ (m}^3\text{/min)}$$

în care:

A este cantitatea de exploziv folosit la o pușcare, kg;
S — secțiunea lucrării miniere, m²;
L — lungimea lucrării miniere, m;
t — timpul de aerisire, min.

Aerajul aspirant reclamă timp mai îndelungat pentru diluarea gazelor, însă prăfuirea restului locurilor de muncă este exclusă.

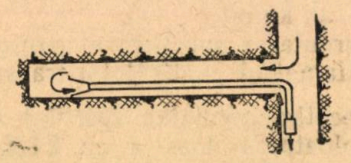


Fig. 4. Aerajul aspirant. Cantitatea de aer necesară Q_a pentru acest caz poate fi calculată cu formula:

$$Q_a = \frac{6}{t}\sqrt{AS\,(75+A)} \text{ (m}^3\text{/min)}$$

în care:

t este timpul de aerisire, min;
A — cantitatea de exploziv folosită la o pușcare, kg;
S — secțiunea lucrării miniere, m².

Aerajul combinat este foarte costisitor și se folosește în cazul cînd trebuie scăzut pînă la minimum timpul de aeraj, după efectuarea operațiilor de împușcare.

Recomandăm aerajul aspirant cu tub telescopic la frontul de lucru, putînd astfel aspira gazele și praful din imediata apropiere a perforatorului.

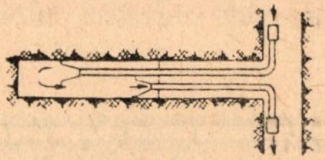


Fig. 5. Aerajul combinat.

Cantitatea de aer refulată în frontul de lucru după efectuarea lucrărilor de pușcare poate fi calculată, în acest caz cu formula:

$$Q_c = 0{,}5\,\frac{V_0}{t}\sqrt{\frac{n_0}{n}} \text{ (m}^3\text{/min)}$$

în care:

V_0 este volumul de aer cuprins între frontul de lucru și ușa de aeraj, m³;
t — timpul de aerisire, min;
n_0 — concentrația inițială a monoxidului de carbon convențional în spațiul gazat, %;
n — concentrația maximă (0,008%) de monoxid de carbon convențional care se admite să fie în atmosferă la intrarea muncitorilor.

După V. N. Voronin, pentru a se asigura eficacitatea aerajului lucrărilor în fund de sac, indiferent de modul în care lucrează ventilatoarele (aspirant, refulant sau combinat), viteza aerului trebuie să fie suficient de mare, pentru a se putea stabili un regim turbulent de scurgere a curentului de aer.

Această viteză se poate calcula cu relația:

$$v_{min} \geqslant \frac{5}{d_s\sqrt{\alpha}} \text{ (m/s)}$$

în care:

d_s este diametrul stîlpului, în cazul galeriilor susținute sau înălțimea medie a neregularităților, în cazul galeriilor nesusținute, cm;
α — coeficientul de rezistență aerodinamică.

Fig. 6.
a — grosinguri betonate cu profil aerodinamic; *b* — variația vitezei aerului după izolinii.

Mărimea coeficientului de rezistență aerodinamică este în funcție de gradul de asperitate, de modul de susținere precum și de secțiunea lucrării miniere.

La exploatarea Săsar, coeficientul de rezistență aerodinamică pe galerii variază între 2,2 (beton nesclivisit cu profil de 8 m²) și circa 40, în galerii susținute cu stîlpi de lemn cu guri de rostogoluri din 5 în 5 metri. Pe galerii viteza aerului variază după izolinii.

In legătură cu aerajul fronturilor de lucru, indiferent de sistemul care se aplică, trebuie precizat că pe viitor va trebui să se țină seamă și de praful industrial care rezultă de la diferite operații miniere și dacă se va calcula necesarul de aer după formulele prezentate anterior, viteza aerului nu poate să fie mai mică de 0,6 m/s, pentru că în caz contrar, particulele de 5 μ se vor depune, transformîndu-se din aerosoli în aerogele, care vor intra în atmosfera locului de muncă (în zonele unde sînt depuse), viciind atmosfera la fiecare împușcare.

In prezent, pentru aerajul general al minei se utilizează tirajul natural, metodă care nu mai corespunde deoarece mina este într-o continuă dezvoltare pe flancuri și în adîncime și din această cauză apar greutăți foarte mari de aeraj, în special, în perioadele cînd stagnează sau se inversează sensul curenților de aer.

S-a observat că la exploatarea „Petre Gheorghe"-Săsar, pînă la o temperatură de 16°C aerul intră prin galeriile de bază și iese prin suitorile de aeraj. In jurul temperaturii de 19°C aerul stagnează, iar la temperatura de peste 19°C, curenții de aer își schimbă sensul.

La fel s-a observat că valoarea depresiunii tirajului natural crește sau scade în funcție de variațiile temperaturii de la gurile de intrare și ieșire ale aerului. In timpul verii, în perioadele de stagnări și schimbări repetate a sensului curenților de aer, în multe locuri de muncă nu se poate înregistra decît slabe mișcări de aer.

In cursul anului 1957, debitul maxim de aer, care a intrat în mină, a fost de aproximativ egal cu debitul minim necesar.

Pentru îmbunătățirea condițiilor de muncă în legătură cu combaterea prafului rezultat de la diferite operații ale procesului tehnologic de producție se propune aplicarea următoarelor măsuri:

1. Trecerea de la aerajul natural la aerajul artificial, asigurîndu-se în fiecare loc de muncă o viteză minimală a curentului de aer, de 0,6 m/s, pentru eliminarea gazelor și a particulelor de praf de 5 μ și mai mici.

2. Generalizarea aplicării substanței „B" la perforajul umed.

3. Continuarea încercărilor cu cartușe cu apă obișnuită cu substanța „B" și soluții coagulante pentru combaterea prafului rezultat de la împușcarea găurilor de mină.

4. Umectarea abundentă a minereului cu apă obișnuită sau cu substanța „B" și soluții coagulante la încărcarea mecanică sau manuală a minereului din rostogol.

5. Decalarea schimburilor din mină cu 1 oră, timp în care praful și gazele să fie evacuate printr-un aeraj intensificat.

Bibliografie

[1] * * *: *Manualul inginerului de mine,.*

[2] * * *: *Determinări făcute de Institutul de Igienă* Cluj, 1950—1957.

[3] * * *: *Studiul stației de cercetări Petroșani, făcut la Săsar în 1956—1957.*

[4] * * *: *Silicoza și problema combaterii prafului în minele metalifere,* Revista Minelor nr. 12/1952.

[5] * * *: Publicații I.D.T. *Protecția împotriva prafului,* 1957.

Din activitatea A.S.I.T.

Consfătuirea A.S.I.T. cu privire la „Criteriile de clasificare a rezervelor de substanțe minerale utile, cu aplicare la zăcămintele din R. P. R."

Dezvoltarea tuturor ramurilor industriale din țara noastră, în ritmul cerut de construirea socialismului, necesită cantități din ce în ce mai mari de substanțe minerale utile: cărbuni, minereu de fier și de neferoase, minereu de uraniu și de metale rare, sare, petrol, gaze și materiale de construcție.

Industria extractivă, pentru a ține pasul acestui ritm de dezvoltare, a trebuit să amplifice lucrările existente, să redeschidă mine vechi și, de asemenea, să pună în valoare noi bazine miniere.

În acest scop, a fost necesară o acțiune puternică pentru crearea de rezerve de substanțe minerale utile, atît în extinderea zăcămintelor cunoscute, cît și în regiuni miniere noi.

Ca urmare a directivelor partidului și guvernului, a fost desfășurată o muncă perseverentă de către geologii care au activat în cadrul Comitetului Geologic, al ministerelor, al trusturilor și întreprinderilor de prospecțiune și de explorare și al unităților de producție, obținîndu-se rezultate apreciabile în ceea ce privește mărirea bazei de materii prime pentru dezvoltarea mineritului nostru.

Prin Comitetul Geologic, înființat în anul 1950, partidul și guvernul conduce politica geologică a țării noastre. Această instituție, care s-a manifestat în toate direcțiile de activitate științifică și practică, în domeniul geologiei, s-a preocupat și de problema metodelor științifice pentru clasificarea rezervelor de substanțe minerale utile.

Valorificarea substanţelor minerale utile necesită investiţii foarte mari pentru dezvoltarea exploatărilor existente şi construirea de exploatări şi de uzine de preparare noi.

Efectuarea acestor importante investiţii şi justificarea lor economică trebuie să se sprijine pe rezerve de substanţe minerale utile, bine cunoscute din punct de vedere cantitativ şi calitativ.

În acest sens, s-a simţit nevoia unei metodologii unice pentru clasificarea rezervelor de substanţe minerale utile, metodologie fundamentată pe literatura de specialitate din alte ţări şi, mai ales, pe literatura sovietică, precum şi pe studiile şi observaţiile practice asupra zăcămintelor din ţara noastră.

În scopul de mai sus, Secţia Mine de pe lîngă Consiliul Central ASIT a organizat, în colaborare cu Comitetul Geologic şi cu Departamentul Cărbuni şi Minereuri din Ministerul Industrei Grele, o consfătuire pe ţară cu tema : *„Criteriile de clasificare a rezervelor de substanţe minerale utile, cu aplicare la zăcămintele din R.P.R."*.

În cadrul acestei consfătuiri, care s-a ţinut la Bucureşti, în ziua de 9 iunie 1958, s-au prezentat următoarele referate :

— *„Consideraţii generale asupra clasificării rezervelor de substanţe minerale solide"*, referenţi : prof. dr. V. Ianovici, conf. ing. M. Murgu şi ing. D. Ionescu.

— *„Criteriile de clasificare a rezervelor de minereuri auro-argintifere cu aur nativ"* referenţi : ing. Aron Popa, ing. R. Cătălina şi ing. R. Iacubovici.

— *„Criteriile de clasificare a rezervelor de petrol şi gaze"*, referent geolog N. Grigoraş.

La consfătuire au participat geologi şi ingineri de la Comitetul Geologic, Departamentul Cărbuni şi Minereuri din Ministerul Industriei Grele, Departamentul Petrolului, Direcţia exploatărilor miniere din Ministerul Industriei Petrolului şi Chimiei, precum şi de la trusturile şi întreprinderile pendinte de ministerele menţionate.

În urma analizării concluziilor care s-au desprins din referatele prezentate, precum şi din dezbaterile care au urmat, s-a putut ajunge la un punct de vedere comun al participanţilor prezenţi la consfătuire, elaborîndu-se recomandările de mai jos cu privire la îmbunătăţirea clasificării rezervelor de substanţe minerale utile, recomandări care să fie luate în considerare la definitivarea criteriilor de clasificare a rezervelor de substanţe minerale utile.

Recomandările consfătuirii

I. Principii generale

1. *Clasificarea rezervelor de substanţe minerale utile solide* stabileşte principii unice de categorisire şi de evidenţă a rezervelor pentru toate substanţele minerale utile solide, în funcţie de gradul de cunoaştere şi studiere al acestora, în vederea folosirii lor în economia naţională.

2. *Rezervele totale* (geologice) *de substanţe minerale utile* se stabilesc aşa cum se prezintă în zăcămînt, fără să se ţină seama de pierderile de extracţie sau prelucrare. Conturarea rezervelor se stabileşte pe baza datelor furnizate de lucrările de prospecţiune şi explorare sau prin lucrările de deschidere şi pregătire în vederea exploatării.

3. *Compoziţia substanţei minerale utile* se determină pe baza datelor obţinute din analizele şi încercările efectuate asupra probelor reprezentative atît pentru componenţii de bază, cît şi pentru componenţii secundari.

4. *Rezervele substanţelor minerale utile* se exprimă, în general, în unităţi de greutate.

5. *Caracteristicile calitative ale substanţei utile* se precizează ţinînd seama de întrebuinţarea acesteia, de tehnologia prelucrării, precum şi de folosirea cea mai completă şi complexă a ei, avîndu-se în vedere componenţii de bază şi cei însoţitori.

6. Din punct de vedere al *condiţiilor industriale şi al condiţiilor tehnico-miniere de exploatare*, rezervele de substanţe minerale utile, indiferent de gradul de cunoaştere, se împart în două grupe, care se calculează, se confirmă şi se ţin în evidenţă separat şi anume :

a) rezervele de bilanţ — rezerve care din punct de vedere calitativ corespund posibilităţilor tehnice actuale de valorificare, iar din punct de vedere cantitativ şi al condiţiilor de zăcămînt, asigură o exploatare raţională, satisfăcînd astfel cerinţele economiei naţionale ;

b) rezervele în afară de bilanţ — rezerve care la data întocmirii documentaţiei respective nu îndeplinesc condiţiile cerute pentru rezervele de bilanţ.

Rezervele de substanţe minerale utile pot trece de la o grupă la alta, în funcţie de schimbarea posibilităţilor tehnice de valorificare şi a cerinţelor economiei naţionale.

7. *Clasificarea rezervelor de substanţe minerale utile* se face separat pentru fiecare substanţă minerală, potrivit instrucţiunilor speciale ce se vor elabora în raport cu natura substanţei minerale şi tipul de zăcămînt.

II. Clasificarea rezervelor de substanţe minerale utile solide

— Rezervele zăcămintelor de substanţe minerale utile solide, după gradul lor de studiere, cunoaştere şi certitudine, se împart în multe categorii.

— Clasificarea se aplică atît pentru rezervele de bilanţ, cît şi pentru rezervele în afară de bilanţ.

Categoriile de rezerve se determină în raport cu condiţiile fixate pentru fiecare categorie în parte ; neîndeplinirea uneia din aceste condiţii nu permite încadrarea rezervelor în categoria respectivă.

— Stabilirea condiţiilor de încadrare a rezervelor de substanţe minerale utile solide pe categorii se face după următoarele criterii de bază :

a) gradul de cunoaştere a conturării rezervelor în spaţiu, în raport cu metodica, felul, volumul şi dispoziţia reţelei lucrărilor geologice-miniere, de prospecţiune, explorare şi exploatare ;

b) gradul de cunoaştere a condiţiilor geologice şi tehnico-miniere de exploatare a zăcămintelor, cu privire la : stratigrafia, hidrogeologia, tectonica, geneza, structura substanţei minerale utile, forma şi aşezarea zăcămîntului, proprietăţile fizico-mecanice ale zăcămîntului şi rocilor înconjurătoare etc.

c) gradul de cunoaştere a calităţii şi tehnologiei de preparare şi industrializare a substanţei minerale utile, care se stabileşte în raport cu : metodica de probare, determinarea componenţilor principali şi secundari, determinarea conţinuturilor medii, separarea substanţei pe sorturi după calitate, în funcţie de repartizarea componenţilor principali şi secundari în zăcămînt, încercările de preparare în faza de laborator, semiindustrială şi industrială şi în raport cu industrializarea şi folosirea substanţei minerale utile, potrivit proceselor tehnologice specifice fiecărei industrii ;

d) gradul de precizie a determinării rezervelor, care se exprimă în procente de erori, ţinînd seama de scara la care se întocmesc hărţile geologice şi planurile tipografice ale lucrărilor de suprafaţă şi subterane si de precizia datelor furnizate de lucrările de cercetare, pentru stabilirea cantitativă şi calitativă a rezervelor ;

e) caracterul economic al rezervelor, stabilit în raport cu importanţa acestora în satisfacerea cerinţelor economiei naţionale, importanţă care îndreptăţeşte executarea lucrărilor de investiţii pentru cercetarea, proiectarea şi deschiderea de noi exploatări miniere, precum şi construirea de noi instalaţii industriale.

*

Constatîndu-se necesitatea definirii în detaliu a categoriilor de rezerve şi a tipurilor de zăcăminte, consfătuirea recomandă :

— difuzarea întregului material al Consfătuirii la filialele şi cercurile ASIT pentru completări şi propuneri de îmbunătăţire. Termen : 1 august 1958 ;

— constituirea unui colectiv de specialişti din care să facă parte delegaţi din Comitetul Geologic, CSP şi ministerele interesate, colectiv care pe baza materialelor consfătuirii de faţă (referate, discuţii) să facă propuneri pentru stabilirea criteriilor de clasificare a rezervelor de substanţe minerale utile. Termen : 15 octombrie 1958 ;

— în ceea ce priveşte clasificarea rezervelor de petrol şi gaze, întrucît consultarea a fost deja făcută, colectivul urmează să aducă unele îmbunătăţiri proiectului prezentat. Termen : 1 august 1958.

Propunerile astfel întocmite vor fi supuse forurilor în drept spre aprobare.

Documentare

* * *: **Un nou agregat experimental pentru industria carboniferă.** (Promîşlenno-Ekonomiceskaia Gazeta, nr. 35/1958).

La una din uzinele sovietice de utilaj carbonifer se construieşte agregatul experimental A-3. Instalaţia va fi comandată din galerie cu ajutorul unui pupitru special şi va efectua lucrul mai multor mecanisme şi maşini şi anume: va excava cărbune, îl va descărca din abataj, va susţine acoperişul deasupra abatajului şi va dirija acoperişul.

Agregatul este prevăzut pentru extracţia a cel puţin 200 tone cărbune pe zi. A-3 este acţionat de motoare electrice cu puterea totală de 350 kW.

Organul activ al agregatului constă dintr-un lanţ masiv, care acţionează cărucioare masive de abatare-transport.

In afară de abatarea stratului de cărbune de sus şi de jos s-a prevăzut şi dizlocarea stratului în partea sa mijlocie. Organul de acţionare, protejat perfect de o susţinere cu secţii se adaptează bine la profilul poziţiei de zăcămînt a stratului.

Pentru transportul cărbunelui s-a prevăzut o schemă tehnologică continuă, în care se va folosi un transportor masiv pe roţi.

La proiectarea agregatului au fost folosite numeroase inovaţii şi cele mai moderne principii ale hidraulicei şi automaticei.

* * *: **Noile tipuri de ventilatoare sovietice** (Promîşlenno-Ekonomiceskaia Gazeta, nr. 34/1958)

La mina nr. 13-bis de la trustul „Sovietugol" au fost experimentate în producţie ventilatoare fără zgomot cu aspiraţie bilaterală (VTD-2) destinate pentru aerajul minelor. Instalaţia de aeraj este prevăzută cu telecomandă.

Debitul de aer al noului ventilator este de 87,5 m³/s, iar randamentul instalaţiei — 0,77.

* * *: **Noi zăcăminte de metal neferoase în Bulgaria** (Promîşlenno-Ekonomiceskaia Gazeta, nr. 14/1958)

După cum comunică Agenţia telegrafică, în Bulgaria de Nord, în Munţii Rodopi, au fost descoperite zăcăminte de metale neferoase.

Conform datelor preliminare rezervele de minereu de zinc şi plumb depăşesc la prima evaluare 10 milioane tone.

Lucrările geologice de explorare continuă. De curînd a început exploatarea minereului.

* * *: **Descoperirea noilor zăcăminte de minereu de fier şi de cărbune în China.** (Drujba (Pekin), nr. 16 (1958), pag. 26)

Recent, în partea estică a provinciei Sinţzian au fost descoperite mari rezerve de magnetită cu un conţinut ridicat în fier şi o regiune cu zăcăminte de cărbune. Rezervele explorate de minereu de fier sînt suficiente pentru crearea unei baze siderurgice.

Regiunea în care se găseşte cărbune, se află spre vest de oraşul Hami, fiind situată doar la 18 km de linia de cale ferată Lanciou-Sinţzian. Lungimea regiunii este de 22 km, iar lăţimea — 1 km. Rezervele de cărbune sînt apreciate la 390 milioane tone.

* * *: **Tehnica tăierii unei serii de strate subţiri la exploatarea la zi a cărbunelui** (Mehanizaţia trudoemkih i teajolîh rabot, 11 (1957), nr. 12, (dec.) p. 33—38).

Autorul analizează combinele cu freze destinate a fi folosite în exploatările la zi din straturi subţiri, amintind că prin aceste combine în S.U.A. se extrag anual circa 6 milioane tone cărbune. Se descriu combine tip Coumton 42, tip Salem Tool, tipul Kardox-Gardox şi tipul Carbid Miner, complet automatizat, şi noua combină sovietică destinată funcţionării în aceste condiţii (tipul MTP-1).

Săparea rapidă a puţului de aeraj al minei „Butovskaia-Glubokaia". Ugol, 32 (1957), nr. 8 august., p. 17—23.

Autorul prezintă modul în care a fost realizată viteza de 241,1 m/lună puţ săpat şi betonat, în luna martie 1957. Lucrarea s-a realizat în 110 cicluri de 6 ore 45 minute cu o avansare medie de 2,19 m. Productivitatea a fost de 7,2 cm/post puţ gata sau de 3,5 m³/post. Cîştigul lunar al minerilor săpători a fost de 15 mii ruble, realizîndu-se o economie la costul unui metru de puţ de 20%.

Combine de săpare PK-3. Mehanizaţia trudoemkih i tiajolîh rabot, 11 (1957) nr. 7 (iulie) 37—39.

Noua combină sovietică este de tipul cu coroană de frezare (asemănătoare tipului maghiar F-4). Combina este destinată săpării galeriilor în cărbune sau steril moale, cu secţiunile de 5—12 m³. Combina, montată pe şenile, efectuează tăierea şi încărcarea materialului în vagonete sau pe bandă transportoare.

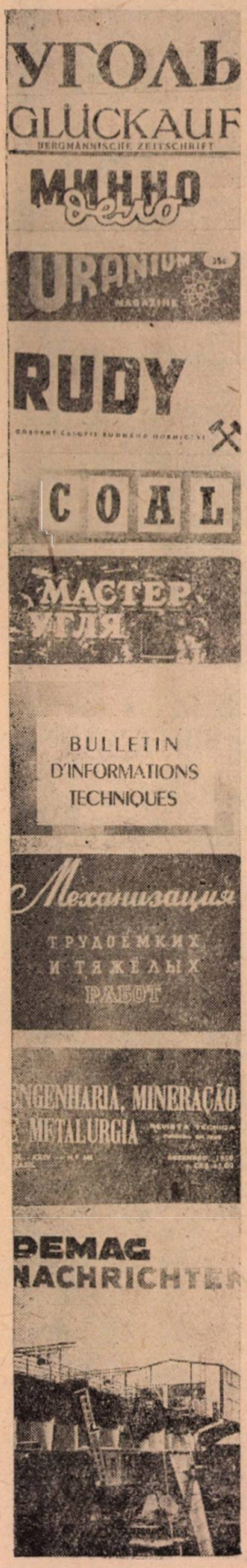
Productivitatea combinei este de 8—14 m/8 ore, turaţia coroanei: 73, 146, 93, 186, 109, 218, tăierea sub nivelul şenilei la 200 mm şi deasupra şinei la 2 800 mm, puterea totală instalată 43,6 kW, greutatea 10,7 t.

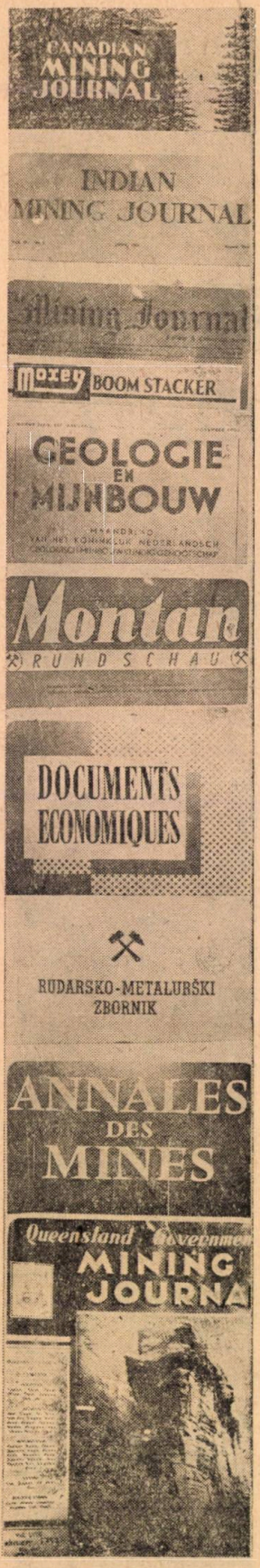
Unele modificări în organizarea producţiei şi a muncii în minele de cărbuni din S.U.A. Ugol, 32 (1957), nr. 12, p. 39—42.

Capacitatea de producţie a minelor americane de cărbuni s-a redus de la 572 milioane în 1947 la 457 milioane în 1956; în schimb productivitatea muncii pe mină a crescut în acelaşi interval de la 4,8 la 8 t.

Realizarea unei atari productivităţi se datoreşte pe de o parte generalizării exploatării cu front scurt şi mecanizării lucrărilor.

Caracteristic pentru această perioadă este reducerea lungimii frontului şi mărirea vitezei lui de amorsare. In acest scop s-a introdus regimul de lucru în trei schimburi. Totodată mari unităţi dispun de birouri de studii axate în primul rînd pe analizarea pierderilor de timp. În acest sens de remarcat faptul că inginerul normator lucrează împreună cu fiecare muncitor mai multe zile pînă ce acesta poate realiza corect lucrarea şi stabili norma. Inginerul normator este în primul rînd 75% instructor, el putînd realiza operaţia respectivă mai repede





DOCUMENTARE

Bambes F. şi Friebel V.: **Experienţa acumulată folosind combina Anderton în minele din bazinul Ostrava Karvina.** Uhli, 5 (1957) nr. 12 (decembrie) pag. 398—404 .

Autorii descriu primele încercări de folosire a combinei Anderton în minele din Ostrava Karvina. Se descriu organizarea muncii în abataj şi rezultatele obţinute. Experimentarea s-a efectuat într-un strat cu o înclinare de 5° şi o grosime de 150 cm. Susţinerea s-a realizat cu stîlpi şi grinzi metalice în consolă. Abatajul a avut o lungime de 120 m, realizîndu-se două atacuri, în cursul unui schimb realizînd 840 t/24 ore, şi o productivitate de 17,5 t/post şi un consum de energie electrică de 0,854—0,509 kWh/t în funcţie de viteza de tăiere (0,66—1,66 m/min.).

In urma rezultatelor obţinute autorii propun extinderea metodei de tăiere cu combina Anderton.

Apărarea împotriva prafului rezultat la perforare. Bányászati Lapok, 90 (1957), nr. 10—11, p. 544—553.

În prima parte a articolului, autorul face o clasificare a tuturor mijloacelor de protecţie împotriva prafului silicogen, după care face o scurtă privire critică asupra mijloacelor de protecţie individuale şi colective.

Se insistă asupra perforajului umed comparîndu-se şi eficacitatea diverselor substanţe tensio-active.

Apoi se tratează mijloacele de captare a prafului la gura găurii perforate. La toate metodele descrise, autorul desprinde cu mult simţ critic scăderile metodelor, pentru ca în final să opteze pentru captarea uscată a prafului. În acest sens recomandă dispozitivele originale maghiare „P-1" şi „P-2". Acestea sînt bazate pe o captare a prafului în trepte, particulele grosiere fiind captate în prima treaptă a aparatului iar în celelalte trepte particulele fine. Aparatul întruneşte calităţile mai multor alte tipuri de captare a prafului..

* * *: **Un nou telefon de mină** (The Mining Journal, 249 (1957) nr. 6364, pag. 166—167).

Noul dispozitiv, denumit BTH Portevox, este montat împreună cu un telefon obişnuit de mină, servind pentru amplificarea şi reproducerea printr-un difuzor a semnalelor transmise telefonic, permiţînd astfel stabilirea unei comunicaţii în condiţiile cele mai dificile. Construcţia amplificatorului este antigrizutoasă.

* * *: **Comunicaţii telefonice în subteran** (underground telep comunications) (Trensactions of the Institution of Mining Engineers, nr. 6 (1957), iunie, 730—750).

Autorii fac o prezentare a sistemelor telefonice folosite în prezent în subteran. Se propune ca pentru minele moderne să se extindă sistemul de comunicaţii telefonice din subteran şi acesta să fie dublat de un sistem de alarmă. O deosebită atenţie trebuie acordată introducerii posturilor telefonice în abataje.

Se fac propuneri de modernizare a acestor instalaţii, în special pe linia simplificării lor.

* * *: **Un nou record de săpare a puţurilor** (The Mining Electrical and Mechanical Engineer, 38 (1957), nr. 447, p. 188).

In luna septembrie 1957 puţul nr. 2 de la Free State Saaiplass din Africa de Sud a fost săpat pe 250 m şi betonat pe 243 m. Profilul puţului este circular, avînd un diametru de 8,5 m.

Săparea a fost deservită de o maşină de extracţie cu doi tamburi.

* * *: **Turboforajul în subteran şi la suprafaţă** (Schlägel und Eisen (1957), nr. 7 (iulie), p. 480—482).

In acest articol sînt prezentate realizările, în special sovietice, în domeniul turboforajului. Un interes deosebit îl prezintă instalaţiile pentru subteran. Tipul PS20 este destinat rocilor tari, avînd ca organ de lucru turbina în greutate de 20 kg şi cu o lungime de 760 mm. Diametrul turboforajului este de 80 mm. Acţionarea este pneumatică, iar viteza realizată este de 3 m/oră, consumul necesar de apă de spălare fiind de 8—14 l/min. Tipuri asemănătoare de utilaj subteran pentru turboforaj sînt realizate şi în Belgia.

* * *: **Tendinţele şi perspectivele susţinerii hidraulice.** (Glückauf, 93 (1957), nr. 29/28, (6 iulie), p. 821—832).

Analizînd modul de lucru al susţinerii hidraulice, autorul prezintă o idee originală şi anume aceea de alimentare centralizată a susţinerii unui abataj de la o instalaţie de pompare de mare presiune, montată în galeria de bază. Principala problemă ce se pune la aceşti stîlpi este cea a ventilului de admisie şi de descărcare de sub sarcină, pentru a permite răpirea.

In continuare, sînt prezentate diferite scheme de susţinere cu stîlpi hidraulici şi împingători, a căror funcţionare centralizată permite mecanizarea într-un anumit grad a susţinerii abatajelor.

* * *: **Telefoane pentru coliviile de extracţie** (Schlägel und Eisen (1957), nr. 7 (iulie), p. 469—472).

Pentru controlul stării puţurilor a fost imaginată o instalaţie telefonică ce pune în legătură directă colivia cu mecanicul maşinii de extracţie. Instalaţia constă dintr-un microfon, receptor şi acumulator montate în colivie şi o instalaţie identică montată în casa maşinii de extracţie, ambele fiind puse în legătură prin cablul de extracţie. In acest mod, echipa de verificare a puţului poate cere mecanicului, direct, încetinirea sau eventuala oprire a coliviei în locurile suspecte.

* * *: **Teoria şi practica flotaţiei.** (The Mining Journal, 249 (1957) nr. 6374, 454—455).

In cea de-a patra secţiune a Congresului internaţional de preparare de la Stockholm, din 18—21 sept. 1957, au fost prezentate o serie de referate interesante.

Prof. S. I. Mitrofanov (U.R.S.S.) a prezentat referatele: „Rezolvarea unor probleme referitoare la teoria şi practica flotării selective în U.R.S.S." şi „Adsorbţia dietilditiofosfatului şi butilxantolului de către sulfuri".

Alte refereate prezentate la congres: „Cercetări asupra acţiunii agenţilor modi-

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR

ficatori în flotaţie, „Flotaţia minereului complex de cupru-plumb-zinc", (indică folosirea cianurii de zinc ca depresant al calcopiritei, bornitului etc.), „Flotaţia diferenţială a minereurilor de plumb şi zinc", „Flotaţia minereurilor hematitice prin emulsii de uleiuri", „influenţa prăjirii în pat fluidizat asupra procesului hidrometalurgic".

* * *: **Explozivi şi alternativa de ales în ceea ce priveşte producerea cărbunelui în granulaţie mare.** Iron and Coal, 175 (1957), nr. 4673, p. 1365—1368.

In Anglia, în anul 1956, s-a obţinut 77% din producţia de cărbuni, folosind lucrări de puşcare. In cazul folosirii puşcării, proporţia de cărbune mărunt poate fi redusă la minim prin stabilirea cît mai precisă a monografiei de puşcare în fiecare abataj şi, mai ales, prin alegerea unui exploziv şi a unui diametru de cartuş cît mai potrivit.

Puşcarea în apă sub presiune pare să prezinte unele avantaje sensibile sub aspectul granulaţiei cărbunelui obţinut. Procedeul Cardox permite obţinerea de cărbuni de peste 150 mm, cu 7—18% mai mult decît puşcarea obişnuită, fapt care pledează de asemenea pentru aplicarea acestui procedeu. Procedeul Armstrong prezintă de asemenea o creştere a procentului de blocuri cu circa 8% faţă de procedeul Cardox. Din punct de vedere economic, costul diferitelor metode de puşcare este următorul: puşcarea obişnuită — 100% ; puşcarea cu Cardox — 150% ; puşcarea cu Hydrox — 167% şi puşcarea cu dispozitiv Armstrong — 179%.

* * *: **Un nou tip de acumulator.** Iron and cool, 175 (1957), nr. 4650 (5 iulie) 20.

Noul tip de baterie este destinat folosirii în locomotive cu acumulatoare. Acumulatorul are plăcile tubulare, fapt care înlătură neajunsul unei îndelungate menţineri în acid. Plăcile constau într-un număr de tuburi subţiri de policlorură de vinil perforate, pentru a permite o mai uşoară pătrundere a electrolitului la materialul activ. Pe de altă parte, fiecare tub este căptuşit cu vată de sticlă şi montat într-o reţea metalică. Materialul activ este plasat între inima tubului şi fibrele de sticlă, fapt care prezintă avantajul că un mare volum de material activ poate fi introdus în fiecare tub. Prin această construcţie, deteriorarea şi descărcarea rapidă sînt înlăturate. Comparativ cu acumulatoarele standard de aceeaşi putere, noua construcţie permite o reducere a greutăţii.

* * *: **Susţinerea metalică din metale uşoare** (supp. Iron and Coel, 175 (1957) nr. 4650 (5 iulie), 21—19).

Autorul caută să deducă principalele scheme de orînduire a susţinerii din abataj, evidenţiind totodată avantajele susţinerii cu stîlpi elastici, care asigură o convergenţă uniformă a coperişului în abataj.

In continuare, autorul analizează comparativ problema folosirii aliajelor uşoare. Astfel, la egală lungime de grindă cele din aliaje uşoare prezintă o greutate cu circa 30% mai redusă ca cele din oţel şi cu un preţ de cost cu circa 50% mai mare. Ţinînd seama de aceşti factori, autorul consideră necesară stabilirea unor noi profile de laminate a metalelor uşoare, care să asigure o mărire a capacităţii portante la egală greutate. Autorul propune stîlpi telescopici cu profil hexagonal gol care au fost experimentaţi în Anglia şi care s-au comportat destul de bine.

In încheiere, autorul tratează problema grinzilor, propunînd grinzi în consolă şi cele articulate.

Allibone T. E.: **Impulsul energiei nucleare în secolul al XX-lea.** The mining electrical and mechanical engineer, 38 (1957) nr. 443, (august) pag. 38—44.

Autorul, după enumerarea principalelor realizări în domeniul folosirii în scopuri paşnice a energiei atomice, în special în U.R.S.S., analizează problema folosirii energiei nucleare şi influenţa ei asupra producţiei de cărbuni a Angliei.

Din datele furnizate de autor rezultă că în timp ce necesarul de energie electrică al Angliei pe intervalul 1955—1985 este de 72—400.10^9 kWh, planificarea prevede ca producerea energiei electrice în centrale termonucleare să crească de la 0 la 320.10^9 kWh în acelaşi interval de timp, fapt care dovedeşte necesitatea menţinerii în această perioadă a producţiei anuale de cărbune destinate procedurii energiei electrice la circa 40—30 milioane tone.

Pe de altă parte analizînd problema producerii energiei electrice pe cale nucleară şi termică rezultă că în 1960 preţul de cost al kWh produs în centralele termoelectrice va fi cu circa 15% mai mic decît cel obţinut în centralele atomoelectrice.

In încheiere autorul face o trecere în revistă a aplicaţiilor energiei atomice în scopuri paşnice, arătînd că în faţa tehnicii moderne acest tip de energie deşi va rezolva principalele cerinţe, ridică din punctul de vedere al folosirii probleme noi de o complexitate superioară.

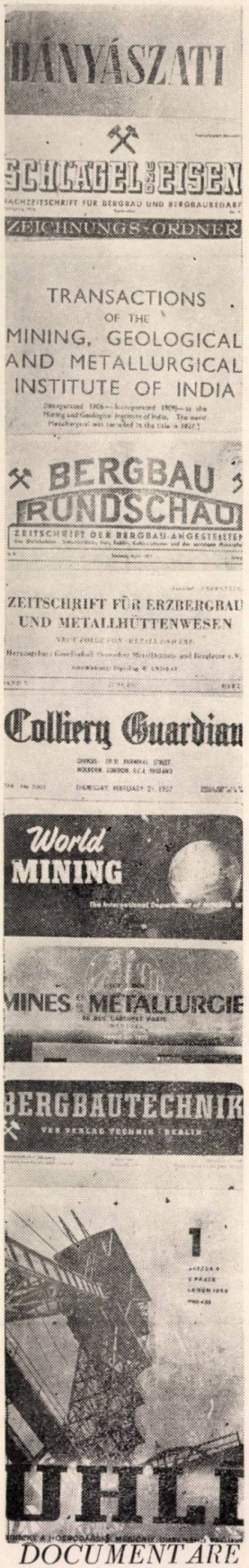
Electricitatea pentru industria minieră. The Mining Journal, 249 (1957), nr. 6483, p. 746.

După datele cuprinse într-un raport ONU industria minieră şi în special cea din subteran este ramura cu cel mai mare consum de energie electrică, cu un consum specific de 10—45 kWh/t sau

cărbune	35—65 kWh/t
cupru	2— 6 kWh/t
aur	22—33 kWh/t
fier	11—20 kWh/t

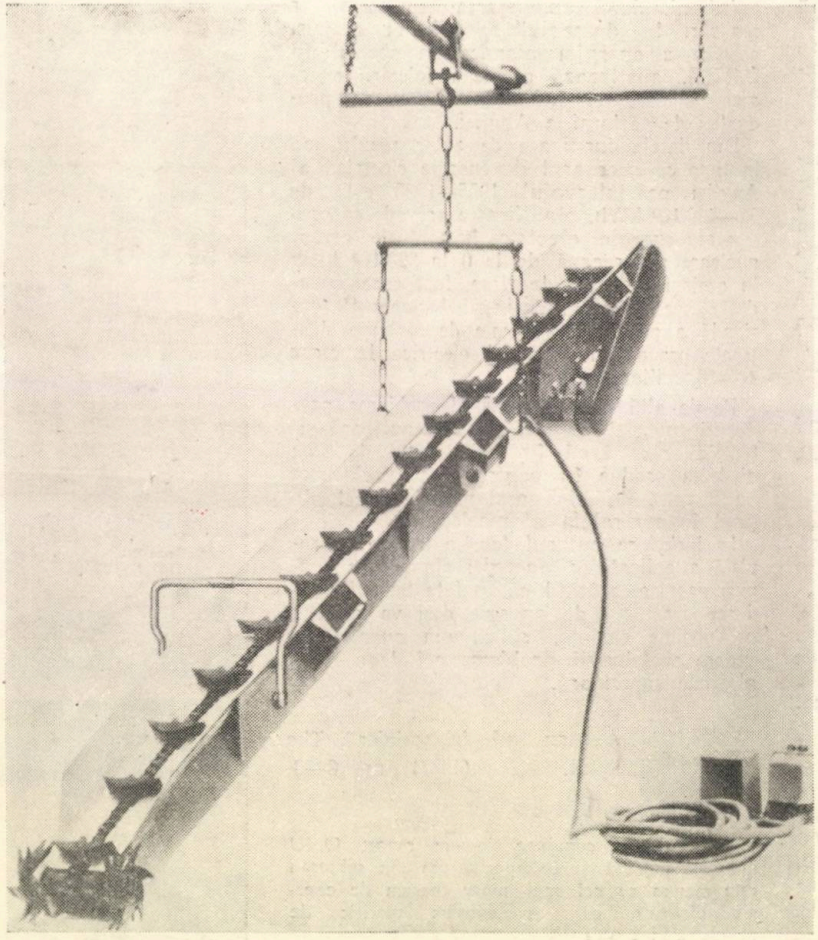
La aceste consumuri iniţiale se adaugă şi cele pentru preparare, rafinare şi topire şi care sînt de ordinul următor:

cupru	2 645 kWh/t
zinc	3 750 kWh/t
aluminiu	20 000 kWh/t.



DOCUMENTARE

ÎNCĂRCĂTORUL PITIC „KÓTA“ DESCHIDE PERSPECTIVE NOI MECANIZĂRII OPERAȚIEI DE ÎNCĂRCARE A CĂRBUNILOR



Unul din avantajele încărcătorului pitic „Kóta“ este, între altele, faptul că încărcătorul nu este dependent de neregularitățile solului, deoarece poate acoperi, dintr-o poziție suspendată, o suprafață de 15 m^2.

O primă montare a mașinii necesită un timp de 15—20 de minute. Încărcătorul mecanizează încărcarea, operația cea mai dificilă în industria minieră.

Construcția mașinii este simplă, greutatea ei nu trece de 200 kg, ceea ce determină ușurința cu care poate fi transportată.

Încărcătorul pitic „Kóta“ s-a dovedit bun în extracția cărbunelui, economic în practică și este preferat de cercurile de specialiști.

Exportator: NIKEX

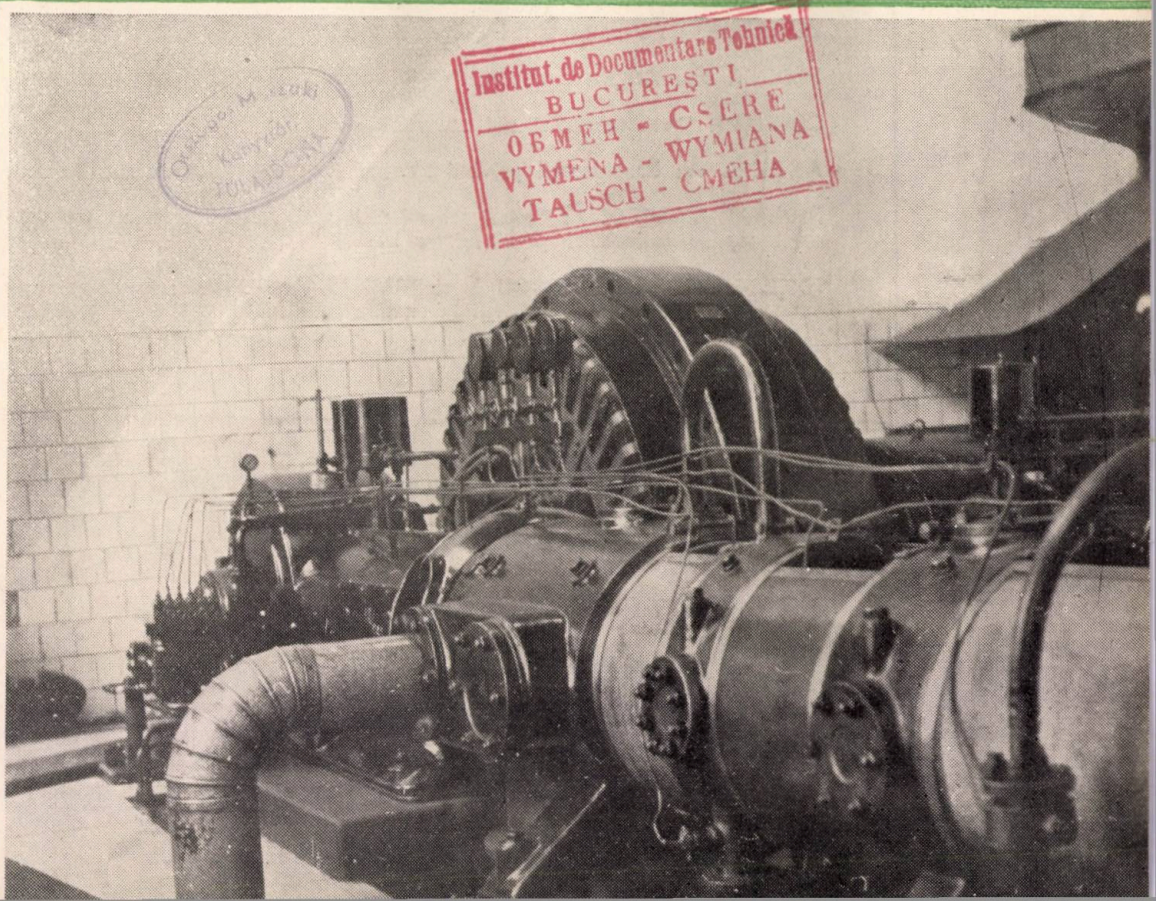
Întreprindere maghiară de comerț exterior pentru produse ale industriei grele. Budapesta, V. str. Dorottyia, 6. Scrisori: Budapesta 4. Căsuța poștală 103, Telegrame: NIKEXPORT, Budapesta. Telef.: 601.

I. P. 2, c. 2737

E 1433

KAT

Revista MINELOR



Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

10

1958

ASIT

Octombrie
1958
Anul IX
Nr. 10

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R. AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE — DEPARTAMENTUL CĂRBUNE ȘI MINEREURI ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.57.28 și 13.07.30

SUMAR

	Pag.
IANOVICI V., MURGU M. și IONESCU D.: Considerații generale asupra clasificării rezervelor de substanțe utile solide	435—442
POPA ARON, CATALINA R. și IACUBOVICI R.: Criterii de clasificare a rezervelor de minereuri auro-argentifere cu aur nativ	442—449
TOMOV I.: Îmbunătățirea indicelor de flotare prin folosirea reactivilor colectori în amestec	449—455
TOMESCU N.: Permeametrul universal T G L	456—459
FLOREA M.: Asupra coeficientului de autocolmatare	460—464
COCH R.: Două rezolvări noi ale retrointersecției	464—466
ANGHEL V.: Considerații privind terminologia în tehnica fluidizării	467—470
MOLNAR AMĂRĂSCU: Cercetarea mișcării apelor freatice cu ajutorul izotopilor radioactivi și al ionilor trasori	470—473
IONESCU M., DEMETRESCU A. și ECATERINA MITRAN: Aplicarea rășinilor schimbătoare de ioni la analiza sulfului din minereuri prin metoda Leurge	473—474
DOCUMENTARE	

Coperta noastră: *Mașina de extracție acționată cu aburi de la mina Anina.*

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ORSZÁGOS 1833

REVISTA MINELOR

ANUL IX — NR. 10 — OCTOMBRIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

Ivanovici V., Murgu M. şi Ionescu D: **Общие соображения о классификации запасов твердых полезных ископаемых.** Излагается вопрос классификации запасов в местном и мировом масштабе, критически рассматриваются существующие виды классификации и способы их применения. Авторы предлагают новую классификацию запасов твердых полезных ископаемых. Основным критерием классификации является степень изученности. С точки зрения промышленных и горно-технических условий разработки, геологические запасы группируются в „балансовые" и „забалансовые" запасы.

Предлагается объединение существующих категорий запасов A_1 и A_2 в одну категорию A, более точное определение запаса C_2 как перспективного и введение новой категории запасов D, включающей запасы связанные с прогнозом. При отнесении запасов к категориям необходимо также уточнение расчетных погрешностей и масштаб топографической основы документации.

Revista Minelor (1958), № 10 стр. 435 — 442

Popa A. Catilina R. şi Lacubovici R.: **Критерии классификации запасов золото-серебреносных руд с самородным золотом.** В статье излагаются критерии классификации запасов полезных ископаемых на золотых россыпях с учетом соответствия классификации геологическим, горно-техническим и экономическим требованиям. Предложенные классификация и учет учитывают степень изученности запасов, промышленное назначение и степень подготовки для эксплуатации.

Выдвинутые предложения по классификации действительны и для других месторождений, за исключением нефти и природного газа.

Revista Minelor (1958), № 10 стр. 442 — 449

Tomov I.: **Улучшение флотационных показателей путем использования коллектирующих реагентов в смеси.** Учитывая положение, в котором находятся сейчас в Румынии научно-исследовательские работы в области изучения высших ксантатов, и главным образом экспериментальное испытание новых продуктов, которое необходимо осуществить наряду с их производством. автор считает полезным дать описание экспериментальных материалов собранных В. А. Глембоцким, (Цветные металлы № 4/1958 — Общее действие коллектирующих реагентов при флотации). Автор выводит заключение о необходимости проведения исследований, исходя от испытания вырабатываемого коллектора на возможно большем количестве руд (комплексных, медоносных и колчеданных) из румынских месторождений, применяя при каждом исследовании различные смеси нового коллектора с другими коллекторами.

Revista Minelor (1958), № 10 стр. 449 — 455

Florea M.: **О коэффициенте самозаиления.**

Автов исходит от определения коэффициента фильтрации. Для описываемых опытов указывается количественное колебание коэффициента во времени, с целью определения процесса самозаиления, являющегося основной причиной снижения проницаемости песков. Определения коэффициента фильтрации проводились при непостоянном градиенте универсальным пермеаметром ТГЛ.

Revista Minelor (1958), № 10 стр. 460 — 464

CONTENTS

Ioanovici V., Murgu M., and Ionescu D.: **Concerning the classification of the stores of useful solide mineral stuffs.** It presents the problem of classification of solide mineral stuffs from internal and international view point. It critcizes the present classification and its application. The authors propose a new classification of the deposits of solide mineral stuffs. Its fundamental criterion is the degree of knowledge. From the point of view of industrial conditions and mining-engineering operations the geological deposit may be divided into two groups: „deposits of balance-sheet and deposits beyond balance-sheet". They also suggest to form only one category, A, from both categories A_1 and A_2, to define more precisely the C_2 deposit as a deposit of perspective, and to introduce a new category of deposit,D, which comprises the deposits of prognosis. By including the deposits în categories it is necessary to show exactly the errors of calculus and the scale of the topographic basis of the documents.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, p. 435—442.

Popa A, Catilina T, Iacubovici R,: **Classification criteria of Au-Ag ores deposits with native gold.** It presents the criteria of the classification of useful stuffs of gold ore deposits, which satisfies the geological requirements as well as the economic and technical ones. The classification and the evidence of deposits take into consideration the knowledge of deposits, the industrial destination and the stage of the preparatory working operations. These proposals of classification may be applied to other usefulstuffs, except crude oil and natural gases

Revista Minelor (1958), Nr. 10, p. 442—449.

Tomov I.: **Improving of floatation values by introducing collecting reagents into the mixture.** The author, taking into account the present stage of the experiments of superior xanthates made in our country, and specially the tests on new products, which have to be made at the same time with their fabrication, presents also the experimental material compiled and recently published for discussion by. V. A. Glembotzki (The common action of collecting reagents in floatation „Tventnîie Metalî No. 4 — 1958). He concludes to experiment with tihs novel reagent on many Roumanian cooper-lead-purite ores using also a mixture of the novel reagent with other reagents.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, p. 449—455.

Florea M.: **Concerning the self-clogging coefficient.** It deals with the problem of sand colmatation, previously experienced in laboratory on sands of different granulometric size. It shows the coefficient of filtration, its time variation, then it describes the colmatation process which is the principal cause of the reduction of sand permeability. The determination of the coefficient of filtration was made at a variable gradient with TGL universal permeameter. The results are necessary for the hydrogeologists as well.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, p. 460—464.

INHALT

Ioanovici V., Murgu M, und Ionescu D.: **Allgemeine Betrachtungen über die Klassifikation der Vorräte fester nutzbarer Mineralien.** Nach einem Überblik auf das Klassifikationsproblem der Vorräte auf nationalem und internationalem Plan, betrachtet man kritisch die heutige Klassifikation sowie ihre Anwendungsweise. Die Verfasser schlagen eine neue Klassifikation der Vorräte von nutzbaren Mineralien vor. Das Grundkriterium dieser neuen Klassfikation ist der Grad des Kennens. Aus den Gesichtspunkten der industriellen und bergtechnischen Betriebsverhältnisse, werden die geologischen Vorräte in „Bilanz-" und „Ausserbilanzvorrräten" eingeteilt. Man schlägt weiter ein Zusammenlöten beider Kategorien A_1 und A_2 in einer einzigen Kategorie A, eine genauere Bestimmung der Kategorie C_2 als Perspektivreserve, sowie die Einführung einer neuen die Prognosereserven enthaltenden Vorratskategorie D vor. Bei der Einordnung der Vorräte in diesen Reservekategorien sind auch die Rechenfehler sowie der Masstab der topographischen Basis der Dokumente anzugeben.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, S. 435—442.

Popa, A., Catilina R. und Jacubovici R.: **Kriterien für die Klassifikation der Vorräte von gediegenen goldenthaltenden Gold-Silber-Erzen.** In dem Aufsatz sind die für die Klassifikation der Vorräte von nutzbaren Stoffen der Golderzlagerstätten erforderlichen Kriterien dargestellt, die den geologischen als auch den bergtechnischen und wirtschaftlichen Anforderungen angepasst werden sollen. Die vorgeschlagene Vorratsklassifikation zieht den Grad des Reservekennens, den industriellen Zweck und den Stand der Vorrichtungsarbeiten in Betracht. Sieht man vom Erdöl und von den Naturgasen ab, so sind diese Klassifikationsvorschläge auch für andere Lagerstätten von nutzbaren Stoffen gültig.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, S. 442—449.

Tomov I.: **Verbesserung der Flotationskennziffern durch Einführung von Reagenssammlern in die Mischung.** Angesichts des Standes der in unserem Lande durchgeführten Forschnungsarbeiten über die oberen Xanthaten, besonders der Versuche mit den neuen Erzeugnissen die parallel mit derer Herstellung vor sich gehen sollen, werden von dem Verfasser die vor kurzem veröffentlichten Ergebnisse von V. A. Glembotzki zusammengestellt (Tvetnîe Metalî nr. 4/1958 „die gemeinsame Wirkung der Reagenssammler bei der Schwimmaufbereitung"). Der Verfasser zieht den Schluss dass mit diesem neu erzeugten Sammler Versuche auf sehr vielen rumänischen Erzen (Blei- Zink- Erzen, Kupfer- und Schwefelkiesezen) durchgeführt werden sollen, wobei auch Mischungen des neuen Sammlers mit anderen Sammlern anzuwenden sind.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, S. 449—455.

Florea M.: **Uber den Koeffizienten der Autokolmatierung.** In dem Artikel sind einige Ergebnisse der für die Bestimmung des Filtrierungskoeffizienten auf verschiedenen Sanden durchgeführten Versuche dargestellt. Mit der Durchführung dieser Versuche hat man bezweckt die zeitliche Schwankung des Filtrierungskoeffizienten zu verfolgen um den Autokolmatierungsvorgang, der hauptsächliche Grund für die Verminderung der Sand durchlässigkeit ist, zu bestimmen. Die Bestimmungen dieses Koeffizienten sind bei schwankandem Gradient mit dem Universalpermeameter TGL durchgeführt worden.
Revista Minelor (1958), Nr. 10, S 460—464.

SOMMAIRE

Ioanovici V., Murgu M., et Ionescu D.: **Considérations générales sur la clasification des réserves de substances minérales utiles solides.** On présente le problème de la clasification des réserves sur le plan national et international, en faisant une analyse critique des classification existantes et de leur mode d'application. Les auteurs présentent une nouvelle classification des réeerves de substances minérales solides. Le critérium de classification est le degré de connnaissance. Au point de vue des conditions industrielles et techniques-minières d'exploitation, les réserves géologiques peuvent se grouper en „réserves de bilan" et „réserves en dehors du bilan". On propose aussi de faire des deux catégories A_1 et A_2 une seule, A, de définir d'une manière plus précise la réserve C_2 comme réserve de perspective et d'introduire une nouvelle catégorie de réserves, D, pour les réserves de prognose. A l'encadrement des réserves en catégories on doit préciser les erreures de calcul et l'échelle de la base topographique des documents.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, p. 435—442.

Popa A, Catilina R, et Iacubovici R: **Critériums de classification des réserves de minerais aurifères et argentifères contenant de l'or natif.** On expose les critériums nécessaires pour la classification des réserves de substances utiles dans les gisements aurifères en vue de satisfaire aur nécessités géologiques ainsi que techniques-minière et économiques. La classification et l'évidence des réserves proposées tiennent compte du degré de connaissance des réserves, de la destination industrielle et du degré des travaux préparatoires pour l'exploitation. Ces propositions de classification sont aussi valables pour d'autres gisements de substances utiles, exception faite pour le pétrole brut et les gaz naturels.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, p. 442—449.

Tomov I.: **L'amélioration des indices de flottation par l'utilisation des réactifs collecteurs dans le mélange.** Ayant en vue l'état dans lequel se trouvent à présent les recherches sur les xanthates supérieurs dans notre pays, spécialement les essais avec les nouveaux produit qui doivent être effectués parallèlement avec leur fabrication, l'auteur trouve utile de présenter le matériel expérimental cueilli par V. A. Glembotzki et publié récemment à titre de discussion (Tvetnîie Metalî nr. 4/1958 „L'action commune des réactifs collecteurs dans la flottation"). L'auteur conclut qu'il est nécessaire d'effectuer der recherches, en partant de l'expérimentation du collecteur produit, sur de nombreux minerais (complexes, cuprifères et de pyrite) de nos gisements, en utilisant aussi des différents mélanges du nouveau collecteur avec d'autres collecteurs.

Revista Minelor (1958), 10, p. 449—455.

Florea M.: **Sur le coefficient de l'auto-colmatage.** On présente quelques résultats des recherches effectuées pour la détermination du coefficient de filtration des différents sables. Par ces essais on a voulu suivre la variation avec le temps du coefficient de filtration pour déterminer le processus de l'autocolmatage qui est la principale cause de la réduction de la perméabilité des sables. Les déterminations du coefficient de filtration ont été effectuées au gradient variable avec le perméamètre universel T.G.L.

Revista Minelor (1958), Nr. 10, p. 460—464.

Considerații generale asupra clasificării rezervelor de substanțe minerale utile solide

Prof. dr. V. Ianovici, conf. ing. M. Murgu, ing. D. Ionescu

I. Clasificarea rezervelor de substanțe minerale utile

Clasificarea rezervelor de substanțe minerale utile este gruparea acestora în categorii după anumite criterii. Cu cît aceste criterii sînt mai bine precizate, cu atît clasificarea este mai riguroasă; cu cît aceste criterii sînt mai judicios alese, în funcție de obiectivele urmărite, cu atît clasificarea este mai justă și mai folositoare.

Criteriile care stau la baza unei clasificări a rezervelor de substanțe minerale utile trebuie să reiasă din cerințele și esența proceselor de cercetare și determinare a acestora, a proceselor de exploatare și a proceselor de prelucrare și valorificare industrială. Caracteristica esențială a procesului de cercetare și determinare, precum și a procesului de exploatare, este destășurarea lor pe etape, asigurînd o cunoaștere treptată, ascendentă, a rezervelor, deci o definire a categoriilor de la inferioare la superioare.

Categoriile de rezerve vor fi cu atît mai superioare cu cît cunoașterea lor este mai avansată. Cunoașterea presupune: conturarea în spațiu, precizarea condițiilor geologice și tehnico-miniere, precizarea calității și a fluxului tehnologic de preparare și industrializare, respectarea unui anumit grad de precizie a calculelor și precizarea caracterului economic al rezervelor.

II. Obiectivele clasificării rezervelor

Obiectivele principale ale clasificării rezervelor de substanțe minerale utile sînt:

a. Stabilirea importanței economice a acestora, pe baza cunoașterii — cantitativ și calitativ — rezultate din studiile de cercetare prin lucrări de prospecțiune, explorare, exploatare și încercări de laborator; semiindustriale și industriale.

b. Stabilirea principiilor de calcul și de evidență a rezervelor, pentru inventarierea cît mai completă a bogățiilor minerale.

c. Cunoașterea bazei economice în planificarea cercetărilor geologice și a producției în industria extractivă.

III. Importanța clasificării rezervelor

Indeplinirea acestor obiective favorizează mersul dezvoltării juste a altor ramuri ale economiei unei țări.

Importanța clasificării rezervelor rezultă din definirea obiectivelor urmărite, din vastitatea problemei și din legăturile ei multiple cu diferite domenii de activitate economică.

a. O clasificare justă a rezervelor asigură o programare judicioasă a metodicii și a volumului lucrărilor de cercetare geologică, eliminînd riscurile unor investiții nejustificate, mărind eficiența lucrărilor de cercetare și asigurînd perspectiva dezvoltării economice.

b. O clasificare justă a rezervelor oferă posibilitatea de apreciere a gradului de pregătire a unui zăcămînt pentru exploatare, a ritmului și a perspectivei de dezvoltare a producției într-un sector și pe întreaga industrie extractivă, precum și în ramurile depedente de aceasta.

c. O clasificare justă a rezervelor asigură repartizarea și angajarea rentabilă a investițiilor din industria extractivă și din ramurile industriale dependente.

d. O lasificare justă a rezervelor asigură conducerea și realizarea exploatării raționale a unui zăcămînt.

e. O clasificare justă a rezervelor asigură aplicarea celor mai adecvate metode de calcul și a celor mai bune forme de evidență.

IV. Clasificarea rezervelor în diferite țări

Problema clasificării și implicit a calculului și evidenței rezervelor de subsanțe minerale utile a preocupat și preocupă un mare număr de oameni de știință, geologi, ingineri de mine și tehnicieni din toate țările cu industrie extractivă, de la cea mai modestă pînă la cea mai dezvoltată.

A. Rezolvarea cea mai completă, din punct de vedere științific și al practicii industriei ex-

tractive, este actual realizată în U. R. S. S., unde condiţiile de dezvoltare a economiei socialiste au favorizat atît clarificarea obiectivelor şi recunoaşterea importanţei economice a clasificării, cît şi crearea condiţiilor şi mijloacelor de aplicare practică.

In prezent, în U. R. S. S., clasificarea rezervelor de substanţe minerale utile are la bază următoarele principii generale:

1. Pentru toate felurile de substanţe minerale utile solide se foloseşte o singură clasificare cu principii unice penttru calculul şi evidenţa rezervelor.

2. Rezervele de substanţe minerale utile solide se calculează şi se trec în evidenţă în raport de prezenţa lor în subsol, fără a se avea în vedere pierderile la exploatoarea lor, la preparare şi prelucrare.

3. Rezervele de substanţe minerale utile se calculează în greutate; calculul rezervelor în volum se admite numai pentru acele substanţe care nu necesită la folosirea lor o determinare precisă a greutăţii.

4. Compoziţia substanţelor minerale utile se determină independent de degradarea lor posibilă în timpul exploatării, potrivit datelor obţinute din analiza sau încercarea probelor atît pentru componentul principal, cît şi pentru componenţii însoţitori.

5. Faţă de studiul calităţii materiei prime şi al tehnologiei de preparare a ei, se impune condiţia de folosire complexă a componentului principal şi a celor însoţitori.

6. Rezervele generale, în raport cu utilitatea lor industrială, se împart în două grupe: rezerve de bilanţ şi rezerve în afară de bilanţ.

7. Aplicarea clasificării rezervelor la diferitele feluri de substanţe minerale utile se realizează potrivit unor instrucţiuni speciale.

Clasificarea rezervelor se face după gradul de cunoaştere şi cuprinde cinci categorii: A_1, A_2, B, C_1 şi C_2.

Această clasificare se face după următoarele criterii:

1. Siguranţa conturării spaţiale a rezervelor.

2. Gradul de studiere a condiţiilor geologice şi tehnico-miniere de exploatare a zăcămintelor.

3. Gradul de studiere calitativă şi tehnologică a materiei prime.

Caracterul şi destinaţia economică a rezervelor se determină în principiu prin împărţirea lor în rezerve de bilanţ şi în afară de bilanţ, după posibilităţile de întrebuinţare în industrie.

a) *Rezerve de bilanţ* sînt acelea care satisfac condiţiile tehnico-miniere de exploatare.

In grupa rezervelor de bilanţ se cuprind:

1. Rezervele de toate categoriile din zăcămintele în exploatare sau care nu sînt în exploatare, confirmate de către C. U. R. şi C. T. R. ca rezerve de bilanţ.

2. Următoarele rezerve care nu au trecut prin comisiile de rezerve C. U. R. sau C. T. R.

— Rezerevele zăcămintelor în exploatare, care corespund condiţiile de standard în uz.

— Rezervele noi explorate atît în zăcămintele în exploatare cît şi în cele care nu sînt date în exploatare, dacă aceste rezerve — din punct de vedere al condiţiilor de exploatare, cît şi din punct de vedere calitativ — sînt omoloage cu rezervele în exploatare sau cu rezervele din acelaşi zăcămînt confirmate anterior de către C. U. R. sau C. T. R.

— Rezerve noi explorate în zăcăminte care nu sînt date în exploatare şi pentru care nu s-au confirmat rezerve de C. U. R. sau C. T. R., dar care au fost analizate în laborator pe baza probelor recoltate şi prin analogie cu alte zăcăminte studiate şi îndeplinesc condiţiile de calitate şi tehnico-miniere de exploatare.

— Rezervele de substanţe minerale utile (excluzînd materiile prime ieftine) lăsate pentru întreţinerea minei, drumuri de transport, construcţii, porţiuni rezervate etc., dacă satisfac condiţiile industriale.

3. Din grupa rezervelor de bilanţ pot face parte rezervele cercetate din toate categoriile, inclusiv categoria C_2.

— Organizaţiile aparţinînd Ministerului Industriei Cărbunelui, în conformitate cu formularele de evidenţă stabilite de acest minister, pentru zăcămintele în exploatare şi pregătite pentru exploatare, din cantitatea totală de rezerve de bilanţ, vor pune în evidenţă rezervele care urmează să fie extrase la suprafaţă (aşanumitele rezerve industriale), pe baza unui proiect sau plan de exploatare a zăcămîntului. Aceste rezerve se consideră în limitele cîmpului minier de exploatare a minelor sau carierelor şi sînt determinate prin excluderea din rezervele de bilanţ a pierderilor prevăzute în proiectul sau planul de exploatare a zăcămîntului.

b) *Rezerve în afară de bilanţ* sînt acelea care în urma conţinutului scăzut al substanţelor minerale utile, a grosimii mici sau a unor condiţii de exploatare complicate, a unor cantităţi reduse şi pentru care nu se cunosc metodele industriale de prelucrare, nu pot fi întrebuinţate în industrie la momentul dat, dar pot fi considerate ca obiecte pentru industrie în viitor. In grupa rezervelor în afară de bilanţ se cuprind:

1. Rezervele zăcămintelor în exploatare sau care nu sînt în exploatare, confirmate de C. U. R. şi C. T. R. ca rezerve în afară de bilanţ.

2. Următoarele rezerve care nu au trecut prin comisiile de rezerve:

— Rezervele care — după datele de laborator, încercările industriale şi practica industrială — nu corespund condiţiilor de standard în uz.

— Rezervele care satisfac condiţiile cerute de industrie, dar care se găsesc din punct de vedere geologic în condiţii complicate, nu pot fi

exploatate la nivelul actual al tehnicii şi nu sînt rentabile pentru exploatare.

— Rezervele care satisfac condiţiile cerute de industrie, dar datorită dimensiunilor mici ale zăcămintelor şi cantităţii neînsemnate a materiei prime nu sînt rentabile pentru exploatare.

— Rezervele de substanţe minerale utile pentru care actualmente nu se cunosc metodele de prelucrare.

c) *Gradul de pregătire* a rezervelor explorate pentru folosire industrială se determină prin raportul dintre rezervele A+B şi suma totală a rezervelor $A+B+C_1$, care se stabileşte pe grupuri de zăcăminte pentru diferitele feluri de substanţe minerale utile. Aceste raporturi sînt indicate în anexe speciale la clasificare.

B. In următoarele ţări: R. P. Albania,, R. P. Bulgaria, R. P. Ungară, R. D. Germnă, R. P. Polonia, R. Cehoslovacă, clasificările de rezerve folosite sînt aproape identice cu clasificarea din U.R.S.S., cu mici deosebiri — în unele ţări — referitoare la:

— structura de grupare a rezervelor şi condiţiile de încadrare în categorii;

— exprimarea certitudinii rezervelor explorate;

— destinaţia economică a rezervelor din diferite categorii;

— exprimarea gradului de pregătire a rezervelor explorate, pentru folosire industrială.

Astfel:

a) Clasificarea R. Cehoslovacă şi R. P. Polonia grupează rezervele, după gradul de cunoaştere, numai în patru categorii *A*, *B*, C_1 şi C_2.

b) In clasiifcarea R. P. Ungară se precizează scara bazei topografice de calcul al rezervelor: pentru A_1—1: 500—1 : 1000; pentru A_2 şi *B* — 1:1000-1:2880 şi pentru *C* minimum 1:5000. De asemeni, se consideră ca admisibile următoarele limite de erori în calculul rezervelor explorate: pentru categ. —*A*, 25%; *B* 32%; C_1, 50% şi pentru C_2, 100%.

c) Clasificarea Republicii Democrate Germane, în raport cu gradul de studiere, împarte rezervele de bilanţ pe clase A_1, A_2, *B*, C_1, C_2, iar rezervele în afară de bilanţ în clase a_1, a_2, *b*, c_1, şi c_2.

d) In clasificările R.P.U., R.P.P. şi R.D.G. este exprimată mai amănunţit destinaţia economică a categoriilor de rezerve. Cea mai completă este precizarea dată în clasificarea R.D.G.:

1. *Rezervele C_2 justifică:*

Cheltuielile pentru lucrări geologice de explorare.

— Planificarea generală economică de perspectivă.

2. *Rezervele C_1 justifică:*

— Cheltuielile destinate pentru lucrările geologice de explorare.

— Planificarea de perspectivă a diferitelor ramuri ale industriei sau ale întreprinderilor.

— Elaborarea proiectului tehnic cînd există o dezlegare specială din partea Comisiei centrale de rezerve şi a Comisiei de planificare.

3. *Rezervele B justifică*

— Cheltuielile pentru explorări de detaliu.

— Elaborarea proiectului de sarcină.

— Elaborarea proiectului tehnic şi finanţarea de construcţii, în cazul cînd există şi rezerve A_2. In cazul lipsei de rezerve A_2, elaborarea proiectului tehnic şi finanţarea construcţiilor sînt posibile numai în baza dezlegării din partea C.C.R. şi Comisiei de planificare.

4. *Rezervele A_2 justifică:*

— Elaborarea proiectului tehnic.

— Finanţarea construcţiilor.

— Intocmirea planului de exploatare industrială a zăcămintelor cu structură simplă.

5. *Rezervele A_1* constituie o bază pentru planificarea în procesul de exploatare.

6. *Rezervele din afară de bilanţ* pot servi drept bază pentru finanţarea cheltuielilor pentru elaborarea de metode noi şi perfecţionarea vechilor metode de: exploatare, îmbogăţire şi prelucrare metalurgică sau pentru alte aspecte de folosire a substanţei minerale utile.

e) Gradul de pregătire al rezervelor explorate este exprimat în anexe speciale la clasificare în mod similar ca în U.R.S.S. numai în R. P. Bulgaria, R. P. Polonă şi R. Cehoslovacă.

C. In S.U.A. întreprinderile miniere folosesc în mod curent o clasificare foarte largă: rezerve explorate, probabile şi posibile în ordinea cunoaşterii lor. Fiindcă această clasificare corespunde numai parţial mineritului şi nu poate servi la determinarea rezervelor şi a resurselor unei industrii, regiuni sau a unei ţări, Oficiul de Mine din S.U.A. şi Institutul Geologic din S.U.A. au folosit la evaluarea rezervelor de minereuri ale Statelor Unite ale Americii, următoarea clasificare: „Rezerve măsurate", „indicate" şi „ascunse".

Rezervele măsurate sînt rezerve pentru care tonajul se calculează din dimensiunile deschise în aflorimente, tranşee, lucrări miniere şi găuri de foraj şi al căror conţinut este calculat din rezultatele obţinute la luarea repetată a probelor. Tonajul şi conţinuturile calculate se încadrează în limite stabilite.

Rezervele indicate sînt rezerve pentru care tonajul şi conţinutul se calculează parţial din măsurători specifice, probe sau date de producţie şi parţial proiectări pentru o distanţă naţională în vederea unei evidenţe geologice. Locurile disponibile pentru control, măsurători şi luarea probelor sînt prea împrăştiate pentru a permite o conturare completă şi o stabilire a conţinutului.

Rezervele ascunse sînt rezerve a căror apreciere cantitativă se bazează în bună parte pe o cunoaştere amănunţită a caracterului geologic al formaţiilor şi pentru care aproape nu există probe sau măsurători. Pot fi incluse şi masive care sînt cu totul ascunse dacă există evidenţă geologică pentru prezenţa lor.

In ultimul timp, unii autori propun înlocuirea termenilor de „Rezerve măsurate" şi „Rezerve indicate" prin termenul de *„Rezerve demonstrate"*.

V. Clasificarea rezervelor şi aplicarea ei în R.P.R.

In prezent, în R.P.R. — pe baza experienţei proprii, a practicii şi literaturii de specialitate sovietice — se aplică o clasificare a rezervelor, în mare parte asemănătoare cu clasificarea sovietică, mai ales în ceea ce priveşte structura de grupare şi categorisire a rezervelor.

Clasificarea împarte rezervele de substanţe minerale utile, solide, după gradul lor de cunoaştere, în cinci categorii: A_1, A_2, B, C_1 şi C_2, care sînt determinate de condiţiile arătate mai jos:

Categoria A_1: rezervele studiate în întregime, cunoscute prin lucrările miniere pe 4 laturi. Condiţiile hidrogeologice de exploatare sînt studiate; sorturile industriale ale substanţei minerale utile şi repartizarea lor sînt determinate pentru fiecare bloc sau panou în parte; calitatea şi tehnologia prelucrării substanţei minerale utile sînt cunoscute pe scară industrială.

Categoria A_2: rezervele studiate în detaliu la un nivel inferior categoriei A_1, delimitate prin lucrări miniere pe 4 laturi; condiţiile de zăcămînt, raportul sorturilor industriale ale substanţei minerale utile, condiţiile hidrogeologice ale zăcămîntului şi condiţiile de exploatare sînt studiate; calitatea, proprietăţile tehnologice şi utilizarea industrială a substanţei minerale utile sînt clarificate detaliat, permiţînd proiectarea instalaţiei de prelucrare.

Categoria B: rezerve explorate şi cunoscute pe 3 laturi, prin lucrări miniere sau foraje: condiţiile de zăcămînt sînt studiate, sorturile industriale ale substanţei minerale utile sînt stabilite, fără detalierea repartizării lor; calitatea şi proprietăţile tehnologice ale substanţei minerale utile sînt studiate în măsura în care se poate asigura alegerea schemei de preparare; Condiţiile generale de exploatare ca şi condiţiile generale hidrogeologice sînt clarificate.

Categoria C_1: rezervele determinate pe baza unei reţele de foraje sau de lucrări miniere; rezervele zăcămintelor deosebit de complicate, pentru care, cu toate că există o reţea deasă de lucrări de explorare, repartizarea componenţilor utili nu este clarificată; rezerve extrapolate, situate în afara perimetrelor rezervelor de categ. A_1 A_2 şi B; calitatea, sorturile industriale şi tehnologia prelucrării substanţei minerale utile sînt apreciate în prealabil, pe baza analizelor sau a încercărilor de laborator asupra probelor luate, sau prin analogie cu zăcămintele cunoscute; condiţiile generale de exploatare, cum şi condiţiile generale hidrogeologice ale zăcămîntului sînt studiate preliminar.

Categoria C_2: rezervele calculate pe bază de deschideri naturale sau de lucrări miniere şi de foraje izolate, pe o suprafaţă delimitată prin date geologice sau geofizice; rezerve cuprinse, adiacente zonelor cu rezerve de categoria A, B sau C_1.

Clasificarea rezervelor se aplică practic pe baza unor instrucţiuni speciale elaborate de Comitetul Geologic pentru minereuri feroase, minereuri neferoase şi cărbuni, aprobate prin HCM nr. 2558/31.VII.1953.

Aceste instrucţiuni, pe lîngă faptul că se referă numai la unele substanţe minerale utile, sînt depăşite astăzi de practică. Ele prezintă unele lipsuri, constatate de C.I.V.R. în decursul activităţii sale, dintre care semnalăm pe cele mai importante:

1. Nu prevăd o grupare a rezervelor în rezerve de bilanţ şi rezerve în afară de bilanţ, în raport cu condiţiile industriale şi cu condiţiile tehnico-miniere de exploatare.

2. Nu este stabilit gradul de cunoaştere al rezervelor explorate în vederea proiectării întreprinderilor de exploatare prin raportul care trebuie să existe între rezervele $A+B$ şi rezervele totale $A+B+C_1$.

3. Nu este precizată destinaţia economică a rezervelor pe categorii, în vederea justificării investiţiilor.

4 Nu este exprimat gradul de precizie al determinării cifrice a rezervelor din diferite categorii.

5. Gabaritul lucrărilor de exploatare, stabilit pentru diferite categorii de rezerve, nu corespunde cu situaţia din ţara noastră.

6. Extrapolările prevăzute pentru calculul rezervelor sînt exagerate, aplicîndu-se chiar extrapolare la extrapolare.

7. Instrucţiunile nu au la bază principii unice de clasificare a rezervelor, din care cauză ele nu pot fi unitare şi complete.

Datorită lipsurilor arătate mai sus, în activitatea de determinare, confirmare şi inventariere a rezervelor, se constată multe confuzii şi interpretări contradictorii din partea organelor care coordonează cercetarea, planificarea, proiectarea de întreprinderi miniere şi exploatarea rezervelor de substanţe minerale utile.

Deşi instrucţiunile elaborate pentru aplicarea clasificării rezervelor în R.P.R. sînt depăşite în prezent, în ultimii ani C.I.V.R. a activat consecvent şi categoric pe o linie justă, bazîndu-se pe un larg schimb de experienţă cu ţările din cadrul CAER, pe literatura sovietică de specia-

litate şi ţinînd seamă de realităţile din ţara noastră.

Cu toate rezultatele bune înregistrate în activitatea din domeniul rezervelor, aceasta poate fi încă îmbunătăţită. Cerinţele actuale în acest domeniu motivează necesitatea elaborării unei clasificări a rezervelor de substanţe minerale utile, mai completă şi bazată pe principii unice, din care să derive instrucţiuni de aplicare concrete la zăcămintele din ţara noastră, pentru fiecare fel de substanţă minerală utilă.

Existenţa unei astfel de clasificări şi a instrucţiunilor de aplicare, aprobate de forurile în drept, difuzate şi prelucrate cu tot personalul de specialitate interesat, ar duce la o mai bună organizare, activizare şi îmbunătăţire a calităţii muncii din acest domeniu.

VI. Propuneri privind îmbunătăţirea clasificării rezervelor de substanţe minerale utile solide

Ţinînd seamă de experienţa acumulată în aplicarea clasificării rezervelor de substanţe minerale utile solide folosită pînă în prezent în ţara noastră, cît şi de schimbul de păreri avut cu delegaţii Uniunii Sovietice şi ţările de democraţie populară participante la CAER, în cadrul şedinţei secţiilor de substanţe minerale utile şi de metodică şi tehnică a explorărilor geologice, propunem următorul proiect cu privire la clasificarea rezervelor de substanţe minerale utile solide:

A. Principii generale

1. *Clasificarea rezervelor de substanţe minerale utile solide* stabileşte principii unice de categorisire şi de evidenţă a rezervelor, pentru toate substanţele minerale utile solide, în funcţie de gradul de cunoaştere şi studiere al acestora în vederea folosirii lor în industrie.

2. *Rezervele de substanţe minerale utile se stabilesc aşa cum se prezintă în zăcămînt,* fără să se ţină seama de pierderile prin: extracţia lor, îmbogăţire sau prelucrare. Conturarea rezervelor se stabileşte pe baza datelor furnizate de lucrările de prospecţiune, explorare sau de deschidere şi pregătire în vederea exploatării.

3. *Compoziţia substanţei minerale utile se determină pe baza datelor obţinute din analizele şi încercările efectuate asupra probelor tip,* atît pentru componenţii de bază, cît şi pentru componenţii secundari, aşa cum rezultă din analizele chimice.

4. Rezervele substanţelor minerale utile se calculează în unităţi de greutate pentru toate substanţele minerale utile.

5. *Caracteristicile calitative* ale substanţei minerale se studiază ţinînd seama de întrebuinţarea ei, de tehnologia prelucrării, precum şi de folosirea cea mai completă şi complexă a ei, avîndu-se în vedere componenţii de bază şi cei însoţitori.

6. *Rezervele de substanţe minerale utile din punct de vedere al condiţiilor industriale şi al condiţiilor tehnico-miniere de exploatare,* indiferent de gradul de cunoaştere, se împart în două grupe care se calculează, se confirmă şi se ţin în evidenţă separat.

a) *Rezerve de bilanţ* — care îndeplinesc condiţiile industriale şi cele tehnico-miniere de exploatare.

— Tot în grupa rezervelor de bilanţ, dar într-o rubrică separată, se vor trece rezervele de substanţe minerale utile imobilizate în zonele interzise temporar exploatării.

b) *Rezerve în afară de bilanţ* — care datorită unui conţinut scăzut al substanţei minerale utile, grosimii mici sau unor condiţii de exploatare deosebit de complicate, cum şi datorită faptului că pentru tipul respectiv de substanţă minerală utilă nu se cunosc metode corespunzătoare de prelucrare industrială, nu se pot întrebuinţa în industrie în prezent, dar pot constitui eventual obiecte pentru industrie în viitor.

— Tot în grupa rezervelor în afară de bilanţ, dar într-o rubrică separată, se vor trece şi rezervele de substanţe minerale utile, care satisfac condiţiile industriale şi cele tehnico-miniere de exploatare, dar care sînt imobilizate în zone interzise pe termen lung exploatării.

Precizarea I. a) Condiţiile industriale se referă la posibilităţile de folosire în industrie şi privesc calitatea din punct de vedere al conţinuturilor în componenţi principali şi secundari şi procesul tehnologic posibil la nivelul tehnicii, considerat la momentul dat.

Conţinuturile medii limită admisibile se stabilesc de către ministerele şi întreprinderile cu activitate geologico-minieră prin calcule tehnico-economice, ţinînd seamă de posibilităţile de dozare a producţiei brute, de fluxul tehnologic posibil, de utilizarea completă şi complexă a substanţei minerale utile şi de cerinţele economiei generale la momentul dat.

Satisfacerea condiţiilor industriale la un moment dat califică o rezervă de substanţe minerale utile ca o *rezervă industrializabilă.*

b) Condiţiile tehnico-miniere de exploatare se referă la factori geologici, hidrogeologici, hidrologici, geografici, economici şi factori tehnici de exploatare popriu-zişi, apreciaţi la nivelul tehnicii la timpul dat.

Satisfacerea condiţiilor tehnico-miniere la un moment dat califică o rezervă de substanţe minerale utile ca o *rezervă exploatabilă.*

Precizarea a II-a. Exemple de zone interzise temporar exploatării sînt: stîlpii de siguranţă pentru toate categoriile de lucrări miniere, stîlpii de protecţie la limita sectoarelor închise temporar din cauza inundaţiilor, focurilor sau alte cauze etc.

Precizarea a III-a. Exemple de zone interzise pe termen lung exploatării sînt: stîlpii

de siguranță pentru construcții industriale, căi ferate, ape de suprafață, monumente ale naturii, stîlpii de protecție împotriva inundațiilor etc.

7. *Clasificarea rezervelor de substanțe minerale utile se aplică separat pentru fiecare substanță minerală utilă,* potrivit instrucțiunilor special elaborate în raport cu natura substanței minerale utile și tipul de zăcămînt.

B. Clasificarea rezervelor de substanțe minerale utile solide

I. *Categoriile de rezerve.* Rezervele zăcămintelor de substanțe minerale utile solide, după gradul lor de studiere, cunoaștere și certitudine, se împart în 5 categorii: *A, B, C_1, C_2* și *D.*

— Clasificarea se aplică atît pentru rezervele de bilanț, cît și pentru rezerve în afară de bilanț.

Categoriile de rezerve se determină în raport cu condițiile fixate pentru fiecare categorie în parte; neîndeplinirea uneia din aceste condiții nu permite încadrarea rezervelor în categoria respectivă.

II. *Criterii de clasificare.* Stabilirea condițiilor de încadrare a rezervelor de substanțe minerale utile solide pe categorii se face după următoarele criterii de bază:

a) Gradul de cunoaștere a conturării rezervelor în spațiu în raport cu metodica, felul, volumul și dispoziția rețelei lucrărilor de prospecțiuni, explorare și exploatare geologico-minieră.

b) Gradul de studiere a condițiilor geologice și tehnico-miniere de exploatare a zăcămintelor cu privire la: stratigrafia, hidrogeologia, tectonica, geneza, structura substanței minerale utile, forma și așezarea zăcămîntului, proprietățile fizico-mecanice ale zăcămîntului și rocilor înconjurătoare etc.

c) Gradul de studiere a calității și tehnologiei de preparare și industrializare a substanței minerale utile, care se stabilește în raport cu: metodica de probare, determinarea componenților principali și secundari, determinarea conținuturilor medii, separarea substanței pe sorturi calitative în funcție de repartizarea componenților principali și secundari în zăcămînt, încercările de preparare pe scară de laborator, semiindustrială și industrială și în raport cu industrializarea și folosirea substanței minerale utile potrivit proceselor tehnologice specifice fiecărei industrii.

d) Gradul de precizie a determinării rezervelor, care se exprimă în procente de erori, ținînd seamă de scara la care se întocmesc hărțile geologice și planurile topografice ale lucrărilor de suprafață și subterane și de precizia datelor furnizate de lucrările de cercetare pentru stabilirea cantitativă și calitativă a rezervelor.

e) Caracterul economic al rezervelor, stabilit în raport cu importanța economică a categoriilor de rezerve, care îndreptățește executarea lucrărilor de investiții pentru cercetarea, proiectarea și deschiderea de noi exploatări miniere și construirea de noi instalații industriale.

III. *Condițiile de încadrare a rezervelor pe categorii.* Încadrarea rezervelor în categorii impune satisfacerea simultană a condițiilor precizate pentru fiecare categorie în parte, după cum urmează:

Categoria *A: Rezerve studiate și cunoscute integral.*

Condiții de încadrare

a) Rezervele sînt explorate și cunoscute prin lucrări miniere pe patru laturi, conturate în panouri sau cel puțin în locuri sau etaje de exploatare.

b) Stratigrafia, hidrogeologia, tectonica, geneza, structura substanțelor minerale utile, forma și așezarea zăcămîntului și rocilor înconjurătoare și toate condițiile tehnico-miniere de exploatare sînt cunoscute în detaliu.

c) Calitatea și tehnologia de preparare și industrializare a substanței minerale utile sînt bine stabilite prin: determinarea conținuturilor medii ale componenților principali și secundari, prin stabilirea sorturilor calitative în funcție de repartizarea componenților principali și secundari în zăcămînt, precum și prin cunoașterea proceselor tehnologice de preparare și industrializare a substanței minerale utile pe scară industrială.

d) Hărțile geologice și planurile topografice de suprafață sînt executate la scările: 1:2000 sau 1:5000. Profilele de interpretare și planurile cu cartarea lucrărilor și cele cu calculul rezervelor sînt executate la scara 1:100 sau cel puțin 1:1000.

Limita de erori admisă la calculul rezervelor este în final ± 10%.

Caracterul economic

— Rezervele din categ. *A* servesc pentru planificarea producției, pentru întocmirea planului de exploatare industrială, pentru finanțarea construcțiilor și pentru elaborarea proiectelor tehnice.

Categoria *B: Rezerve studiate și cunoscute aproape integral.*

Condiții de încadrare

a) Rezervele sînt explorate și cunoscute pe 3 laturi prin lucrări miniere, rețea deasă de foraje, la unele zăcăminte de substanțe minerale utile solide, sau prin foraje combinate cu lucrări miniere.

b) Stratigrafia, hidrogeologia, forma, așezarea zăcămîntului și proprietățile fizico-mecanice ale zăcămîntului sînt cunoscute. Tectonica, geneza, structura substanței minerale utile și condițiile tehnico-miniere de exploatare sînt în general descifrate și lămurite.

c) Calitatea substanței minerale utile se cunoaște pe baza conținuturilor atît pentru componenții principali cît și pentru cei secundari. Procesele tehnologice de preparare și industrializare a substanței minerale utile se cunosc pe scară semiindustrială sau de laborator.

d) Hărțile geologice și planurile topografice de suprafață sînt executate la scările 1:2000 sau 1:5000. Profilele de interpretare, planurile cu cartarea lucrărilor și cele cu calculul rezervelor sînt executate la scara 1:100 sau cel puțin 1:2000.

Limita de erori admisă la calculul rezervelor este în final de ± 20%.

Caracterul economic

Rezervele din categoria *B* servesc pentru motivarea cheltuielilor afectate explorărilor în vederea exploatării (lucrări de deschidere și pregătire a panourilor de exploatare), pentru elaborarea proiectelor de sarcină și pentru elaborarea proiectelor tehnice și finanțarea construcțiilor în cazul cînd există stabilit procesul tehnologic pe scară semiindustrială; în cazul cînd procesul tehnologic este stabilit numai prin încercări de laborator, pentru elaborarea proiectelor tehnice și finanțarea construcțiilor este necesară aprobarea specială a C.I.V.R. și C.S.P.

Categoria C_1: *Rezerve studiate și cunoscute parțial*

Condiții de încadrare

a) Rezervele sînt explorate și cunoscute pe două laturi, prin lucrări miniere, prin rețele de foraj, prin lucrări miniere izolate și foraje, sau printr-o rețea deasă de foraje, dar la care repartizarea componenților utili nu este stabilită, din cauza condițiilor de zăcămînt deosebit de complicate. Rezervele extrapolate în vecinătatea rezervelor de categorii superioare.

b) Stratigrafia, hidrogeologia, tectonica, geneza, structura substanței minerale utile, forma, așezarea zăcămîntului, proprietățile fizico-mecanice ale zăcămîntului și rocilor înconjurătoare și condițiile tehnico-miniere de exploatare sînt cunoscute în linii mari.

c) Calitatea substanței minerale utile se cunoaște din conținuturile medii informative stabilite pentru componenți principali și secundari, pe baza analizelor de laborator. Sorturile industriale și tehnologia preparării sînt apreciate pe baza încercărilor de laborator sau prin analogie cu zăcăminte cunoscute.

d) Hărțile geologice și planurile topografice de suprafață sînt executate la scara 1 : 5.000 sau 1 : 10.000. Profilele de interpretare, planurile cu cartarea lucrărilor miniere și cele cu calculul rezervelor sînt executate la scările 1 : 100—1 : 5.000, sau mai mari. Limita de erori admisă în calculul rezervelor este în final de ± 40%.

Caracterul economic

Rezervele din categ. C_1 servesc pentru justificarea executării lucrărilor geologice de explorare de detaliu, pentru planificarea de perspectivă a diferitelor ramuri sau întreprinderi industriale și pentru elaborarea proiectelor tehnice, atunci cînd există o aprobare specială a C.I.V.R. și C.S.P.

Categoria C_2: *Rezerve studiate ipotetic*

Condiții de încadrare

a) Rezervele sînt conturate ipotetic, identificate și calculate pe baza datelor furnizate de deschideri naturale, de lucrări miniere sau foraje izolate, pe o suprafață delimitată prin prospecțiuni geologice sau geofizice detaliate, sau cuprinse în suprafețe delimitate prin date geologice și geofizice și adiacente zonelor cu rezerve de categorii superioare.

b) Stratigrafia și tectonica sînt cunoscute numai din lucrările de prospecțiuni geologice și geofizice detaliate.

c) Calitatea substanței minerale utile se cunoaște pe baza datelor informative obținute din probe izolate.

d) Hărțile geologice, planurile topografice de suprafață și planurile pentru calculul rezervelor sînt executate la scara 1 : 10.000, sau mai mare.

Limita de erori admisă în calculul rezervelor este în final ± 80%.

Caracterul economic

Rezervele din categ. C_2 servesc pentru justificarea lucrărilor de explorare preliminară, precum și pentru planificarea anuală a rezervelor de categorii superioare.

Categoria *D*: *Rezerve de prognoză*

Condiții de încadrare

a) Rezervele sînt propuse ca existente pe bază de prospecțiuni geologice și geofizice regionale.

b) Stratigrafia și tectonica sînt cunoscute pe baza datelor de prospecțiuni geologice și geofizice regionale.

c) Calitatea substanței minerale utile nu se cunoaște decît accidental și cu totul informativ din eventuale iviri naturale.

d) Hărțile geologice și planurile topografice sînt executate la scara 1 : 20.000—1 : 50.000.

Limita de erori admisă în calculul rezervelor este de ± 100%.

Caracterul economic

Rezervele din categ. *D* servesc pentru elaborarea planurilor de perspectivă și la justificarea lucrărilor de prospecțiuni de detaliu.

Observații

— Condițiile de încadrare a rezervelor în categoriile de mai sus se aplică integral atît pentru rezervele de bilanț cît și pentru rezervele în afară de bilanț.

— Rezervele în afară de bilanț, din categoriile *B* și C_1, servesc pentru finanțarea cheltuielilor de cercetare, în vederea elaborării de metode noi și perfecționarea metodelor existente în domeniul exploatării, îmbogățirii și prelucrării industriale pentru folosirea lor în viitor.

— Rezervele de categoria *D* se ţin în evidenţă separat.

— Propunerile de mai sus se fac cu scopul de a fi supuse unor discuţii largi în rîndul cadrelor de specialitate, geologi, ingineri şi tehnicieni, pentru a fi completate şi îmbunătăţite, astfel ca să se ajungă la elaborarea unei clasificări a rezervelor de substanţe minerale utile solide cît mai unitare şi cît mai complete.

Bibliografie

* * *: *Instrucţiunile Comisiei de stat pentru rezervele de substanţe minerale utile de pe lîngă Consiliul de Miniştri al U.R.S.S.* Ed. Tehnico-Geologică de Stat, Moscova, 1954—1956.

Pomeranţev V. V., candidat în ştiinţe tehnice: *Condiţii industriale pentru calculul rezervelor de metale neferoase.* Moscova 1957.

* * *: *Instrucţiuni pentru evidenţa rezervelor de substanţe minerale utile ale Fondului Geologic Unional.* Editura Tehnico-Geologică de Stat, Moscova 1954.

Smirnov V. I.: *Bazele geologice ale prospecţiunii şi explorării zăcămintelor metalifere.* Editura Universităţii din Moscova, 1957.

* * *: The Mining Journal, London, april 5—1957. vol. 248, nr. 6346.

Prokofiev A. P.: *Metode practice pentru calcularea rezervelor zăcămintelor de minereuri.* Traducere din l. rusă — Ed. Tehnică 1955.

* * *: *Documentele secţiei de substanţe minerale utile şi de metodică şi tehnică a explorărilor geologice din C.A.E.R.,* 1957.

* * *: *Documentele C.I.V.R. din cadrul Comitetului Geologic,* 1952—1957.

Smirnov I. V.: *Calculul rezervelor de materii prime minerale.* Editura de Stat pentru literatură, 1950.

Uşakov N. I.: *Geometrie minieră.* Editura Tehnică, 1954.

Prokofiev P. A.: *Metode practice pentru calcularea rezervelor zăcămintelor de minereuri,* Editura Tehnică, 1955.

* * *: *Instrucţiunile Comisiei de Stat pentru rezervele de substanţe minerale utile de pe lîngă Consiliul de Miniştri al U.R.S.S.* Editura tehnico-geologică de stat, Moscova, 1954—1956.

* * *: *The Mining Journal.* London. April. 5—1957, vol. 248, no. 6346.

Criterii de clasificare a rezervelor de minereuri auro-argentifere cu aur nativ

Ing. **Popa Aron**, ing. **Catilina Romulus**, ing. **Iacubovici R.**

Cercetarea şi studierea unui zăcămînt de substanţe minerale utile se consideră, în general, terminată cînd pe baza rezultatelor lucrărilor întreprinse, în vederea determinării spaţiale a zăcămîntului, se poate calcula cantitatea de substanţă minerală din acel zăcămînt.

În literatură şi limbajul minier, cuantumul de substanţă minerală utilă poartă denumirea de rezervă.

Noţiunea de rezervă cuprinde în conţinutul său şi aspectul calitativ de aceea, cînd se vorbeşte de rezervă, se înţelege substanţa determinată, atît cantitativ, cît şi calitativ.

Între problemele legate de evaluarea zăcămîntului, se poate spune că primul loc îl ocupă calculul rezervelor. Rezerva de substanţă minerală constituie baza de pornire în proiectarea, dotarea şi durata de funcţionare a unităţii economice, destinată pentru punerea în valoare a substanţei respective. De modul just de apreciere şi conturare a rezervelor depinde întreaga dezvoltare de viitor a întreprinderii, participarea activă a acesteia la ridicarea nivelului economic al ţării prin introducerea în circuitul economic de noi şi noi bunuri sau poate constitui sarcini grele pentru stat, prin epuizarea neprevăzută şi investiţii neraţionale.

În condiţiile economiei socialiste, evidenţa strictă a bogăţiilor subsolului este cerută de însuşi ritmul de dezvoltare a numeroaselor sale ramuri industriale, ce constituie un tot armonios.

Numai dispunînd de o bază certă se poate concepe un plan unic de acţiune pe o perioadă îndelungată, care să permită dezvoltarea ritmică, proporţională, a diferitelor sectoare economice, în conformitate cu cerinţele legii economice fundamentale a socialismului.

Privită sub acest aspect, sînt cu totul explicabile preocuparea şi frămîntarea din rîndul oamenilor de specialitate de a găsi formele cele mai potrivite şi metodele de lucru cele mai indicate, pentru evaluarea şi evidenţa rezervelor de substanţă minerală utilă. Nu se poate afirma că astăzi s-a ajuns la o rezolvare şi o clarificare totală în privinţa modului de evaluare, clasificare şi evidenţă a rezervelor. Nerezolvarea integrală a problemei, cum şi existenţa, la ora actuală, a unor sisteme diferite de tratare a rezervelor sînt explicabile dacă se are în vedere faptul că zăcămintele de substanţe utile apar cu o mulţime de particularităţi, care le deosebesc în aşa de mare măsură, încît fac imposibilă aplicarea unor reţete unice.

În această diversitate oferită de geneza zăcămintelor şi de condiţiile de zăcămînt, criteriile de judecare şi apreciere a substanţelor minerale utile au variat foarte mult, formînd obiectul de discuţii în căutarea unei forme de clasificare cît mai generale şi fără echivoc în definirea clasificării şi atribuirii zăcămintelor în categoriile stabilite. Oricare ar fi sistemele de clasificare, se pot desprinde, în general,

anumite principii comune care stau la baza acestor sisteme.

Astfel, clasificarea urmăreşte:

— Să pună în evidenţă gradul în care au fost cercetate şi studiate zăcămintele substanţelor minerale utile.

— Să determine ordinul de mărime al rezervelor.

— Să stabilească importanţa categoriei respective de rezerve pusă în evidenţă.

— Să pună în evidenţă indicii caracteristici ce trebuie luaţi în seamă sau pe baza cărora rezerva a fost încadrată în categoria respectivă.

In condiţiile economiei socialiste, certitudinea asupra existenţei cantitative şi calitative a rezervei de materii prime constituie baza de pornire în proiectarea şi valorificarea bunurilor naturale. De aceea, se impune o clasificare care să reflecte cît mai real gradul de cunoaştere şi posibilităţile de utilizare industrială a substanţei minerale respective.

In trecut, la noi, se considera satisfăcătoare împărţirea rezervelor în cele trei categorii: vizibile, probabile şi posibile. In economia capitalistă se menţine şi astăzi această clasificare, cu toate că în ultima vreme s-a pus serios în discuţie temeinicia acestei clasificări, şi anume dacă ea satisface sau nu necesităţile de cunoaştere din punctele de vedere diferite ale geologului, minerului sau ale economistului. Punctele de vedere diferite ale geologului, care determină cantitativ şi calitativ substanţa minerală, ale minerului, chemat să extragă materia primă, şi ale economistului, care apreciază economicitatea sub toate aspectele, demonstrează în mod suficient neajunsul pe care îl prezintă la ora actuală clasificarea existentă, precum şi confuziile la care se ajunge prin interpretarea diferită a noţiunilor folosite în clasificare.

In economia capitalistă, estimarea puterii unui zăcămînt depinde în ultima instanţă de doi factori:

1. limita conţinutului de substanţă utilă, în funcţie de posibilităţile economice de exploatare şi

2. gradul de certitudine urmărit de cel care estimează.

Ţinînd seama de acest fapt, se înţelege că rezervele, aşa cum sînt prezentate sub aspectul economic şi al gradului de cunoaştere, nu reprezintă în realitate decît numai anumite părţi din resursele totale.

Pe aceste criterii, ecuaţiile sub care s-ar putea prezenta rezervele pot fi exprimate sub una din cele două expresii *):

— Resurse = rezerve + potenţialul zăcămîntului;
— Resurse = rezerve + resurse marginale + resurse submarginale + rezerve latente.

Prezentarea rezervelor sub una din cele două forme depinde de cel care face estimarea, de gradul de informare şi de scopul în care se face estimarea, restricţii făcîndu-se numai asupra rezervelor propriu-zise.

In S. U. A., pornindu-se de la aceste consideraţii, s-a folosit în afară de clasificarea rezervelor în: vizibile, probabile şi posibile şi clasificarea rezervelor în: măsurate, indicate şi apreciate. După cum se vede, categoriile acestei variante sînt analoge cu rezervele sigure, probabile şi posibile, însă, prin limitele mari în care se încadrează, ele satisfac mai puţin necesităţile practicii comerciale.

Ţinînd seama de neajunsurile acestor clasificări, precum şi de specificul dezvoltării industriei extractive miniere în condiţiile economiei socialiste, în U.R.S.S. se foloseşte clasificarea rezervelor în: *A*, *B* şi *C* cu subîmpărţirile lui *A* în A_1 şi A_2 şi ale lui *C* în C_1 şi C_2 Această clasificare, cunoscută şi introdusă la noi, a fost completată cu instrucţiunile elaborate de Comitetul Geologic al R.P.R. In funcţie de grupa de zăcăminte din care face parte, rezervele trebuie să satisfacă o gamă de indici pentru a fi repartizate în una din categoriile de mai sus. Problemele care se ridică în legătură cu această clasificare constau în modul de încadrare a diferitelor tipuri de substanţe minerale utile de la noi din ţară în una din grupele de zăcăminte, în ce măsură clasificarea dată ilustrează posibilităţile de utilizare industrială a substanţelor minerale utile şi în ce măsură permite o prezentare sugestivă a mişcării rezervelor minerale puse în exploatare. Aceste probleme sînt generale şi de actualitate pentru toate grupele de zăcăminte de substanţe minerale utile de la noi.

In cele ce urmează ne propunem a examina sub aspectele de mai sus problema clasificării rezervelor de minereuri auro-argentifere cu aur nativ.

Rezervele de substanţă utilă existente în subsol se pot clasifica după următoarele criterii:

I) gradul de cunoaştere;

II) destinaţia industrială;

III) gradul de pregătire pentru exploatare.

I. După gradul de cunoaştere, rezervele se împart în trei categorii: *A*, *B* şi *C*. La rîndul lor, categoriile *A* şi *C* se subîmpart în A_1, A_2, respectiv în C_1, C_2. Fiecare categorie este caracterizată printr-o gamă de indici şi condiţii, neconcordanţa vreunuia din aceştia nepermiţînd să se încadreze rezerva la categoria satisfăcută de ceilalţi (Revista Minelor nr. 1/1957, p. 18—29).

Prin această clasificare se arată gradul de cunoaştere a diverselor porţiuni din rezerva totală, deci implicit gradul de siguranţă a parametrilor calculaţi.

Ca un rezultat practic al acestei clasificări, fiecare categorie de rezervă, în funcţie de precizia datelor care le oferă şi grupa de zăcămînt pentru care este calculată, serveşte în in-

*) După Blondel şi S. G. Luski.

dustrie la scopuri bine definite: construcţii de întreprinderi miniere, justificarea proiectelor tehnice de investiţii, planificarea lucrărilor de explorare detaliată etc.

Pentru zăcămintele aurifere de la noi din ţară, în funcţie de tipurile de zăcăminte existente şi condiţiile cerute, rezervele pot fi încadrate maximum în categoria *B*.

Rezervele de categoria C_2 putînd fi apreciate în limite largi, pornind de la extrapolarea limitată în jurul categoriilor de rezerve superioare şi ajungînd a fi apreciate pe simple indicii, similitudini de structuri etc., prezintă un grad de siguranţă variind între limite largi şi ca atare a devenit necesară divizarea acestor rezerve în două, şi anume:

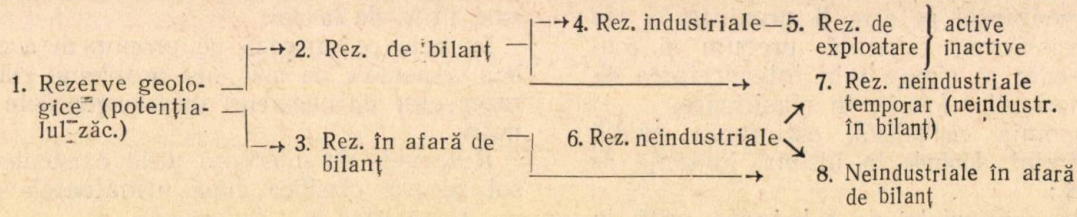
— Rezerve C_2 propriu-zise, extrapolate limitat în jurul rezervelor de categorii superioare şi

— Rezerve C_2 de perspectivă, bazate pe indicii geologice.

Ţinînd seama de cele expuse anterior, categoriile de rezerve indicate a fi utilizate în R.P.R. pentru zăcămintele aurifere sînt: categoria *B*, C_1, C_2 extrapolat limitat şi C_2 de perspectivă, pentru care propunem următoarele denumiri: categ. —*B*; C_1; C_2 şi C_3.

Legătura dintre această clasificare a rezervelor şi clasificarea după destinaţia industrială sau gradul de pregătire pentru exploatare nu este directă şi nu poate fi stabilită cu rigurozitate, date fiind înseşi criteriile care stau la baza acestor clasificări.

II. După destinaţia industrială propunem următoarea împărţire a rezervelor:



Prin rezervă geologică se înţelege rezerva de substanţă utilă, în totalitatea ei, indiferent de calitatea substanţei utile, de tectonică, de condiţiile de aşezare a zăcămîntului, gradul de siguranţă etc.

În această sferă se includ, deci, toate rezervele existente, indiferent că satisfac calitativ cerinţele industriei, că prezintă siguranţă asupra existenţei, că sînt posibile de extras etc.

Rezervele de bilanţ sînt acele rezerve geologice care sînt luate în considerare în economia ţării, servind ca bază în dirijarea şi planificarea în diferite scopuri, ca: proiectare de întreprinderi miniere, proiecte tehnice de execuţie, lucrări de cercetare etc.

Restul rezervelor geologice formează rezervele în afară de bilanţ.

Rezervele de bilanţ se împart în două: rezerve industriale şi rezerve neindustriale temporar.

Prin rezerve industriale se înţelege acea parte din rezervele de bilanţ care satisface cerinţele industriei, atît în ce priveşte indicii calitativi, cît şi cei tehnico-economici, ele fiind posibil şi rentabil de exploatat.

Restul rezervelor de bilanţ formează rezervele neindustriale temporar.

Pentru a putea încadra o rezervă în grupa rezervelor industriale, este necesar să cunoaştem:

a) calitatea ei;

b) fluxul tehnologic;

c) condiţiile care indică posibilităţile miniere de a fi extrasă;

d) indicii care să demonstreze rentabilitatea sau necesitatea extragerii substanţei utile respective.

Ca o legătură cu clasificarea rezervelor după gradul de cunoaştere, faţă de factorii care trebuie cunoscuţi la încadrarea rezervelor după destinaţie industrială, se poate aprecia că rezervele industriale vor fi neapărat, în funcţie de tipul de zăcămînt, de categoria *B* sau C_1 şi mai puţin de categoria C_2.

De exemplu: rezervele C_2 de perspectivă fiind calculate pe simple ipoteze, nu pot oferi datele necesare pentru a aprecia dacă sînt rezerve industriale şi, ca atare, nu vor putea fi categorisite în această grupă. Similar poate să se întîmple şi cu rezervele de categoria C_2 extrapolate, sau chiar C_1, în funcţie de tipul de zăcămînt.

Bineînţeles că nu toate rezervele care oferă aceste date (de categoria *B*, C_1 sau C_2) vor fi industriale, căci tocmai din analiza acestor date se vor putea trage concluzii pro sau contra, în legătură cu încadrarea lor în grupa rezervelor industriale.

În aprecierea şi discutarea factorilor menţionaţi anterior ca necesari pentru a încadra o rezervă în grupa rezervelor industriale, intervin o serie de noţiuni: conţinutul mediu minim, conţinutul limită, grosime minimă sau puterea (grosime filon x calitate); grosimea maximă a intercalaţiilor nemineralizate ce nu pot fi exploatate selectiv, zone tectonice ce nu pot fi exploatate, nivelul hidrostatic, caracteristica minereului şi a rocii înconjurătoare, adîncimea de exploatare posibilă, rezerva minimă a corpurilor izolate ce pot fi exploatate, raportul între porţiunea acoperitoare şi grosimea utilă la corpurile exploatate la zi, consideraţii referitoare la pilierii de siguranţă etc.

Conținutul mediu minim se numește acel conținut minim în component util, stabilit pe porțiuni de zăcămînt, care formează unități de exploatare independente și pentru care conținut substanța minerală respectivă este aptă de a fi folosită în industrie.

Conținutul limită este acel conținut minim care prezintă interes industrial, chiar dacă extragerea metalului respectiv ar fi neeconomică.

La stabilirea conținutului mediu minim trebuie ținut seama de : poziția geografică a zăcămîntului, metoda de exploatare, metoda de preparare, coeficientul de extracție și de diluare, considerentele de transport și economice, sorturile de minereuri, parageneză minerală etc., care conduc în final la un preț de cost, care — comparat cu prețurile de vînzare existente — să indice rentabilitatea exploatării.

Dată fiind complexitatea factorilor care intervin în stabilirea conținutului mediu minim, fixarea lui este de resortul unui plen mai larg, la care să participe o serie de organe de stat, care conduc și organizează întregul mers al producției (C.S.P., Comitetul Geologic, ministerele care execută cercetări geologice sau exploatarea substanțelor utile).

Pentru unitățile în exploatare, conținutul mediu minim se poate stabili în modul următor :

— toate conținuturile în metale se transformă în metal echivalent ;

— în funcție de datele existente, se calculează prețul de cost al extragerii metalului pentru diverse conținuturi echivalente, întocmindu-se astfel o scară a conținuturilor echivalente și a prețurilor de cost respective ;

— din această scară se poate alege cu ușurință, comparativ cu prețul de vînzare, prețul de cost indicat, respectiv conținutul echivalent, care indică conținutul mediu minim.

Pentru unitățile în explorare se poate proceda similar dacă există datele respective necesare. In caz contrar, una din soluții ar fi să se facă aprecieri comparativ cu zăcămintele în exploatare existente.

Problemele conținutului mediu minim se pun sub această formă a rentabilității, atunci cînd economia este dirijată după acest criteriu. Uneori, însă, poate interveni și problema necesității. In acest caz, conținutul mediu poate fi coborît, mai mult, sau mai puțin, sub conținutul mediu minim, care indică limita rentabilității, în funcție de mărimea acestei necesități, dar necoborînd, niciodată, sub conținutul limită.

Conținutul mediu minim, după însăși definiția sa, reprezintă ceva mediu, astfel că în calculul lui vor intra conținuturi care-l depășesc pe acesta și care sînt sub acesta, necoborînd însă sub conținutul limită.

Conținutul limită se fixează în funcție de posibilitățile tehnice de a extrage componentul util respectiv, ținîndu-se deci cont, în acest sens, de sorturile naturale de minereu, de parageneza mineralelor, de dimensiunile granulelor minerale, de fluxul tehnologic, de conținuturile medii etc.

Se poate afirma că acest conținut limită nu poate fi mai mic decît conținutul în acel component pe care-l are sterilul rezultat în urma procesului de concentrare. Pentru a fi aplicat la zăcămînt, acest conținut trebuie corectat în funcție de coeficientul de diluare.

Conținutul limită indică :

— limita pînă la care se poate coborî, atunci cînd în extragerea unui element nu se mai pune problema rentabilității, ci a necesității ;

— limita pînă la care se poate coborî, cînd se calculează un conținut mediu, căutînd să se respecte, bineînțeles, conținutul mediu limită. Problema conținutului limită se pune în discuție numai cînd porțiunile respective din zăcămînt sînt posibile de separat în timpul exploatării ; în caz contrar, chiar probele cu conținut zero intră în calcul ;

— limita pînă la care se poate coborî, respectiv lua în considerare anumite elemente, atunci cînd se calculează calitatea în element echivalent.

In cazurile cînd grosimile corpurilor de minereu sînt mici — chiar dacă avem conținuturi mari — nu se mai poate judeca zăcămîntul doar prin prisma calității. In acest caz, zăcămîntul trebuie judecat — după cum s-a arătat anterior — ținînd seama de puterea filonului (grosimea filonului x calitate).

In alte cazuri, problema calității trebuie rezolvată analizînd nu conținutul mediu minim, ci conținutul maxim în elemente dăunătoare.

In afara acestor elemente, cu prilejul categorisirii rezervelor ca rezerve industriale, mai trebuie ținut seama și de condițiile geologico-miniere existente, adică : grosimea maximă a intercalațiilor nemineralizate — ce nu pot fi exploatate selectiv —, zonele tectonice, nivelul hidrostatic, caracteristicile minereului și ale rocilor înconjurătoare etc., precum și studiile de preparare, în așa fel ca să se indice ce poate fi dat industriei, adică rezerva industrială, și ce nu.

In definiția rezervelor industriale se utilizează următorii termeni :

— rezerve care satisfac indicii calitativi ;

— rezerve care sînt posibile de exploatat ;

— rezerve care sînt rentabile de exploatat.

In ce privește indicii calitativi, această problemă a fost lămurită suficient mai sus, cînd s-a discutat despre conținutul mediu minim, conținutul limită etc.

Rezervele posibile de exploatat trebuie luate în sensul larg al cuvîntului, adică acele rezerve care se referă la posibilități tehnice pe plan mai mare, nu de la o perioadă scurtă la alta. De exemplu rezerve imposibil de exploatat ar fi : pilieri de siguranță definitivi, rezerve plasate sub rîuri mari, rezerve cuprinse între roci curgă-

Evidența și mișcarea rezervelor dupa destinație industrială

	Destinație industrială		Grad de pregătire pentru exploatare	Grad de cunoaștere	Simbol	Rez. la începutul perioadei de calcul		Dif. datorită variației parametrilor de calcul		TRANSFORMĂRI							
										ÎN BILANȚ							
										INDUSTRIALE						Neindustriale temporar	TOTAL creșteri sau scăderi
										Active				Inactive			
										Pregătite		Deschise		Nedeschise			
						Cantitate, t	Calitate, g/t kg metal	Cantitate, t	Calitate, g/t kg metal	B	C_1	B	C_1	C_1	C_2	C_3	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
ÎN BILANȚ	INDUSTRIALE	ACTIVE	Pregătite	B		50.000 65.000*	5/250 3,5*/175	—	—	—	—	—	+50.000	+50.000	—	—	+100.000
				C_1		50.000 65.000		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
			Total			100.000 130.000		—	—	—	—	—	+50.000	+50.000	—	—	+100.000
			Deschise	B		100.000 130.000		—10.000	—	—	—	—	—	+50.000	—	—	+50.000
				C_1		200.000 260.000		+40.000	—	—50.000	—	—	—	+50.000	—	—	—
			Total			300.000 390.000		+30.000	—	—50.000	—	—	—	+100.000	—	—	+50.000
		INACTIVE	Nedeschise	C_1		450.000 585.000		+50.000	—	—50.000	—	—50.000	—50.000	—	+50.000	—	—100.000
				C_2		400.000 520.000		+50.000	—	—	—	—	—	—50.000	—	+100.000	+50.000
			Total			850.000 1.105.000		+100.000	—	—50.000	—	—50.000	—50.000	—50.000	+50.000	+100.000	—50.000
	TOTAL					1.250.000 1.625.000		+130.000	—	—	—	—	—	—	—	+100.000	—
	NEIND.	TEMP.		C_3		700.000	—	+150.000	—	—	—	—	—	—	—100.000	—	—100.000
Total în bilanț						1.950.000	—	+280.000	—	—	—	—	—	—	—	—	—
ÎN AFARĂ DE BILANȚ	NEINDUSTRIALE	NEINDUSTRIALE ÎN AFARĂ DE BILANȚ							**)								

Observație: Tabela este completată parțial cu cifre convenționale în vederea demonstrării utilității unei atare evidențe. Restul

*) Cifrele indică rezerva de exploatare și conținuturile ei. **) Coloanele corespunzătoare rezervelor în afară de bilsaț se vor completa

grad de pregătire pentru exploatare şi grad de cunoaştere *Tabela 1*

IDENTIFICĂRI		ABANDONĂRI		ESCAVJ. GEOLOGIC		REZ. LA SFÎRŞITUL PERIOADEI DE CALCUL		EXTRAS REAL		GRAD DE ASIGURARE	Coeficient de extracţie	Coeficient de diluare	Observaţii
Cantitate, t	Calitate, g/t / kg metal	Cantitate, t	Calitate, g/t / kg metal	Cantitate, t	Calitate, g/t / kg metal	Cantitate, t	Calitate, g/t / kg metal	Cantitate, t	Calitate, g/t / kg metal				
19	20	21	22	23	24	25	25	27	28	29	30	31	32
—	—	—	—	—30.000		120.000 156.000	6/720 4,2/655			—	1,3	0,7	
—	—	—	—	—20.000		30.000 39.000							
—	—	—	—	—50.000		150.000 195.000							
—	—	—	—	—10.000		130.000 169.000							
+50.000		—50.000		—40.000		200.000 260.000							
+50.000		—50.000		—50.000		330.000 429.000							
+200.000		—	—	—		600.000 780.000							
—	—	—	—	—		500.000 650.000							
+200.000		—	—	—		1.100.000							
+250.000		—50.000		—100.000		1.580.000 2.054.000							
+300.000	—	—	—	—	—	1.050.000	—						
550.000		—50.000	—	—100.000		2.630.000	—						

rubricilor se completează cu uşurinţă şi nu necesită explicaţii deosebite.

similar ca şi la rezervele în bilanţ, după cum s-a exemplificat mai sus.

toare, rezerve situate la adîncimi prea mari, rezerve lîngă falii, rezerve imposibil de prelucrat etc. Aceste rezerve sînt imposibil de exploatat la un moment dat, caracterizat prin stadiul respectiv al tehnicii şi al metodelor de lucru. Aceste rezerve nu exclud posibilitatea ca într-un timp oarecare — de obicei destul de mare — să devină rezerve posibile de exploatat.

Prin rezerve rentabile de exploatat nu se va înţelege sensul strict al acestui cuvînt, ci luat în acord cu necesităţile, adică putînd coborî şi sub acel termen de rentabilitate economică.

Rezerve de exploatare. Din rezervele industriale, rezervele de exploatare formează acea parte care poate fi destinată extracţiei, inclusiv adaosurile şi pierderile (cantitative şi calitative) inevitabile în timpul exploatării.

Conform acestei definiţii, rezervele de exploatare corespund cu ceea ce se poate da sectorului de preparare cantitativ şi calitativ, din rezervele industriale prin exploatare.

La transformarea rezervei industriale în rezervă de exploatare intervin noţiunile:

coeficientul de extracţie aparent: *Ce*

coeficientul de diluare: *Cd.*

Coeficientul de extracţie aparent *Ce* este raportul dintre tonajul extras, care intră în staţia de preparare *(Te)* şi tonajul corespunzător din zăcămînt *(Tz)*, respectiv $Ce = Te/Tz$.

Coeficientul de diluare *(Cd)* este raportul dintre tonajul steril *(Ts)*, existent în tonajul de minereu extras *(Te)* şi tonajul extras, respectiv $Cd = Ts/Te$

Iniţial, aceşti coeficienţi se planifică în funcţie de caracteristicile zăcămîntului, metoda de exploatare etc. Prin înmulţirea tonajului de rezerve industriale cu coeficientul de extracţie şi a conţinuturilor acestora cu coeficientul de diluare se vor obţine rezerve de exploatare. Normal, coeficientul de diluare va diferi pentru fiecare element în parte, şi numai întîmplător ar putea să corespundă.

Pentru a se verifica dacă exploatarea s-a efectuat cu respectarea coeficienţilor planificaţi, se vor calcula aceşti coeficienţi în funcţie de rezultatele obţinute, precum şi alţi coeficienţi ca: coeficientul de extracţie reală, pierderile de minereu etc.

Întrucît aceşti coeficienţi nu se pot calcula utilizînd formulele expuse mai sus, în cazul coeficientului de diluare tonajul steril *(Ts)* neputînd fi măsurat, s-a recurs la formule cu date cunoscute, formule care se obţin din rezolvarea ecuaţiilor de mai jos:

$Te = Tz - Tzp + Ts$ (ecuaţia bilanţului de minereu)

şi

$TeCe = TzCz - TzpCz + TsCs$ (ecuaţia bilanţului de metal).

în care:

Tzp este tonajul pierdut în zăcămînt;

Ce — conţinuturile tonajului extras *(Te)* înainte de a se prepara;

Cz — conţinuturile în zăcămînt ale minereului:

Cs — conţinuturile în zăcămînt ale sterilului.

În general, datele cunoscute sînt: *Tz, Te, Ce, Cz* şi *Cs.*

Rezolvînd ecuaţiile de mai sus, în cazul cînd $Cs = O$, coeficientul de diluare *(Cd)* se determină cu formula:

$$Cd = \frac{Cz - Ce}{Cz}.$$

Coeficientul de extracţie se determină cu aceeaşi formulă ca mai sus, întrucît datele care intră în constituirea ei sînt în general cele mai uşor de cunoscut.

Rezervele industriale, respectiv de exploatare, le putem grupa în:

— posibile imediat de extras (rezerve active);

— imposibile imediat de extras (rezerve inactive).

În ultima grupă sînt cuprinse acele rezerve cunoscute ca industriale, dar care sînt: în pilieri temporari, inundate, inaccesibile, nedeschise etc.

În prima grupă sînt cuprinse restul rezervelor industriale.

Separarea rezervei industriale active de cea inactivă, în baza proiectelor tehnice şi a datelor existente, se poate face cu uşurinţă la împărţirea iniţială a zăcămîntului în unităţi geometrice de calcul, în aşa fel ca să nu fie inclusă în aceeaşi unitate geometrică de calcul atît rezerva industrială activă cît şi rezerva industrială inactivă.

Rezervele neindustriale temporar înglobează rezervele care nu au fost trecute ca industriale din cauza necunoaşterii parametrilor necesari, dar posibile de a fi trecute în timp scurt, în funcţie de avansarea lucrărilor de cercetare, în categoria rezervelor industriale, sau în cea a rezervelor neindustriale în afară de bilanţ.

Rezervele în afară de bilanţ. Rezervele în afară de bilanţ înglobează acele rezerve la care, deşi sînt cunoscute toate datele necesare, sînt declarate ca inutilizabile, din cauza conţinutului nesatisfăcător, a fluxului tehnologic, a poziţiei pe care o au în zăcămînt etc., şi numai printr-o evoluţie mai avansată a tehnicii noi pot deveni eventuale rezerve de bilanţ. Ele pot rămîne însă pentru totdeauna în cadrul rezervelor în afară de bilanţ.

În această grupă ar intra:

— pilieri de siguranţă definitivi;

— rezerve ce nu satisfac indicii calitativi;

— rezerve cu flux tehnologic nerezolvat;

— rezerve la adîncimi mari, imposibil de exploatat;

— rezerve situate sub rîuri mari;

— reverze între strate curgătoare;

— rezerve în apropierea faliilor mari etc.

Pentru a putea calcula rezervele de bilanț separat de rezervele din afară de bilanț, se impune ca mai întîi să se fixeze criteriile care duc la separarea lor. Odată acestea fixate, la împărțirea zăcămîntului în unități geometrice de calcul, se va ține cont, în afară de criteriile obișnuite (metodă de explorare, metodă de exploatare, sorturi de minereu, grad de cunoaștere etc.), și de aceste criterii, astfel încît să nu fie incluse în aceeași unitate geometrică de calcul atît rezervele de bilanț, cît și rezervele în afară de bilanț, sau în cadrul rezervelor de bilanț, să nu se includă în aceeași unitate de calcul rezervele industriale ca și cele neindustriale temporar.

III. După gradul de pregătire pentru exploatare, rezervele se pot grupa în trei categorii mari :

— nedeschise ; deschise ; pregătite.

— Prin rezerve nedeschise se înțeleg acele rezerve care sînt studiate numai la suprafață, sau la orizonturi inferioare, prin lucrări de foraj și rezervele adiacente celor deschise.

— Rezervele deschise pot fi considerate în limite foarte largi, și anume de cînd zăcămîntul a fost înțepat cu o lucrare minieră și pînă s-au creat toate condițiile necesare începerii lucrărilor de pregătire.

— Restul rezervelor intră în grupa rezervelor pregătite.

În cadrul fiecărei categorii se pot face diviziuni, notate sub o formă oarecare, bazate pe criterii de timp, necesar pentru ca rezerva sa poată fi transformată într-o categorie superioară din cele 3 menționate.

Din analiza criteriilor de clasificare și din definițiile date mai sus, rezultă că o judecare a substanțelor minerale utile numai după gradul de cunoaștere utilizată pînă acum, nu satisface în întregime nevoile de ordin geologic, tehnico-minier și economic. De aceea propunem ca în clasificarea rezervelor să se ia în considerare pe lîngă gradul de cunoaștere și destinația industrială și gradul de pregătire pentru exploatare, iar evidența lor să se țină pe un tabel similar cu tab. 1, aceasta întrucît :

— gradul de cunoaștere ne indică cît de sigure sînt rezervele și în funcție de acestea, la ce pot fi ele utilizate în industrie, respectiv la planificare de întreprinderi miniere, producție de minereu, lucrări de cercetare, etc. ;

— clasificarea după destinația industrială ne indică ce rezervă din totalul calculat și cu ce caracteristici poate fi pusă la dispoziția industriei, respectiv preparării ;

— clasificarea după gradul de pregătire ne indică care anume din rezervele de mai sus pot fi extrase imediat, sau care și cît timp mai necesită lucrări.

Combinînd toate aceste clasificări, se ajunge a se indica în mod judicios unde trebuie efectuate lucrări de cercetare, ce rezerve din subsol ajung efectiv în industrie și cît de repede putem valorifica aceste rezerve.

Aceste clasificări îmbinate duc la o dirijare rațională a lucrărilor, punînd la dispoziție criterii de a se efectua o justă planificare a cercetării, deschiderii, pregătirii și procesului de producție la zăcăminte.

Îmbunătățirea indicilor de flotare prin folosirea reactivilor colectori în amestec

Ing. **I. Tomov**

Între indicii tehnico-economici importanți, care se urmăresc la flotarea minereurilor sulfurice și care oglindesc bunul mers al preparării, figurează și consumul de reactivi, viteza de flotare și extracția de metal în concentrat.

Îmbunătățirea lor conduce la :

— creșterea capacității mașinii de flotație, deci implicit a producției de metale neferoase ;

— scăderea costurilor de prelucrare ;

— reducerea prețului de cost al concentratelor.

Sporirea acestor indici la uzinele de preparare depinde într-o măsură apreciabilă de alegerea corectă și controlul permanent al reactivilor de flotație folosiți.

Cel mai important rol în flotație îl au colectorii, prin acțiunea cărora particulele de minerale utile aderă la bulele de aer, datorită măririi energiei de adeziune a acestor particule.

Adeziunea colectorului la suprafața mineralelor se produce datorită unor fenomene de adsorbție fizică și datorită unor reacții chimice de suprafață, La producerea acestor fenomene un rol important îl are starea suprafeței mineralului (gradul de oxidare, fisuri, defecte în structura rețelei cristaline etc.).

Aderarea particulelor la bulele de aer se petrece într-un anumit timp, determinat de valoarea energiei de adeziune create. Acest timp este considerabil scurtat prin acțiunea colecto-

---

Pentru discuție (N. R.)

nilor, ajungînd la sutimi sau chiar miimi de secundă.

Colectorii sînt de obicei substanţe organice eterogene, fiind cu atît mai buni, cu cît au o acţiune mai selectivă.

Colectorii cei mai des folosiţi în practica flotaţiei sînt: xantaţi, ditiofosfaţi, oleaţi etc.

Xantaţii fac parte din grupa colectorilor anionici şi ocupă primul loc între colectorii utilizaţi la flotaţia minereurilor neferoase. Xantatul cel mai utilizat în R. P. R., este xantatul etilic de sodiu.

In afară de xantatul etilic, există încă o serie de xantaţi, care se deosebesc între ei prin lungimea catenei hidrocarburilor şi care caracterizează gradul de activitate al xantatului.

Xantaţii cu catena ramificată (izoderivaţii) sînt mai activi decît izomerii lor cu catena simplă. Denumirea şi caracterul xantatului depinde de alcoolul şi metalul alcalin întrebuinţate la fabricarea sa (xantat de sodiu, de potasiu, propilic, butilic, amilic, izopropilic etc.).

In R. P. R. nu s-a fabricat pînă în prezent decît xantatul etilic de sodiu (Zlatna). Avînd însă în vedere însuşirile şi proprietăţile xantaţilor produşi din alcooli superiori, s-a propus studierea şi obţinerea xantaţilor superiori din materia primă indigenă. ICEMIN, primind spre rezolvare problema respectivă, a efectuat o serie de studii ale căror rezultate au fost prezentate în ultimele buletine de informare.

Concluziile studiilor indică posibilitatea fabricării în ţară, în prima etapă, a xantaţilor superiori, din alcool butilic şi izoamilic tehnic (fuzel fără frunţi).

Rezultatele obţinute cu xantaţii din fuzel, comparativ cu xantatul etilic de sodiu, arată că la flotaţia galenei xantatul din fuzel este mult mai eficace decît xantatul etilic, obţinîndu-se aceleaşi rezultate cu un consum mult mai redus de xantat (12 g/t xantat de fuzel faţă de 56 g/t xantat etilic).

Pentru flotaţia blendei, xantatul de fuzel, la încercările efectuate, a dat rezultate nesatisfăcătoare, eficienţa sa nedepăşind cea obţinută la utilizarea xantatului etilic.

In prezent se pregăteşte aparatura necesară trecerii la fabricarea xantaţilor superiori pe scară semiindustrială şi în continuare la cea industrială.

Studiile elaborate de savanţii altor ţări, dar mai ales de specialiştii sovietici Plaxin, Eigheles, Glembotchi şi alţii, au scos în evidenţă o serie de concluzii în legătură cu posibilitatea îmbunătăţirii indicilor tehnico-economici ai flotaţiei, prin folosirea mai multor reactivi în amestec.

Avînd în vedere faza în care se află în prezent lucrările de cercetare a xantaţilor superiori la noi în ţară, considerăm utilă prezentarea în cadrul articolului, a concluziilor trase de V. A. Glembotchi, doctor în ştiinţe tehnice, colaborator al Institutului de Mine al Academiei de Ştiinţe a U. R. S. S., în legătură cu folosirea reactivilor colectori în amestec.

Astfel, la Institutul de Mine al Academiei de Ştiinţe din U. R. S. S. au fost cercetate amestecuri compuse din doi colectori: xantaţi, cu diferite catene de hidrocarburi (etilic şi amilic, etilic şi butilic etc.), xantaţi cu ditiofosfat, xantat cu oleat de sodiu, dithiofosfat cu oleat de sodiu, oleat de sodiu cu laurat de sodiu. Un asemenea sortiment de colectori cercetaţi a permis clarificarea influenţii tuturor factorilor principali asupra eficienţei tehnologice a amestecurilor de colectori în flotaţie. Rezultatele practice obţinute au permis să se tragă o serie de concluzii concrete şi să se formuleze unele ipoteze, care explică acţiunea de flotaţie a amestecurilor de colectori.

Experienţele s-au axat pe cercetarea influenţei următorilor factori:

— lungimea catenei de hidrocarburi, stabilită pe cale experimentală prin folosirea colectorilor de acelaşi gen, însă cu diferite catene de hidrocarburi (de ex., amestecul de xantat etilic cu cel amilic, a oleatului cu lauratul de sodiu etc.) ;

— compoziţia şi structura grupei terminale a colectorului, care se stabileşte în cazul utilizării concomitente a colectorilor cu radicalii de hidrocarbonaţi identici, dar care diferă după natura structurii şi a grupei terminale (de exemplu, xantat etilic în amestec cu ditiofosfat, oleat de sodiu cu ditiofosfat, oleat de sodiu cu xantaţi etc.) ;

— lungimea radicalului hidrocarbonat, compoziţia sa, cum şi structura grupei terminale (de ex. ditiofosfat în amestec cu xantatul amilic, etc.) ;

— structura cristalină a mineralului şi caracteristicile determinate de origina lui geologică (de exemplu, încercările cu utilizarea unui anumit amestec de colectori cu probe de galenă din diferite zăcăminte, care se deosebeau prin mărimea, caracterul de cristalizare şi alte însuşiri legate de condiţiile diferite ale originei lor geologice.

Incercările s-au efectuat cu galenă, blendă, pirită, calcopirită şi barită la o fineţe normală pentru flotarea particulelor minerale (0,075—0,1 mm şi 0,1—0,15 mm).

In cadrul încercărilor au variat: compoziţia amestecului de colectori, raportul cantitativ dintre aceştia şi consumul lor pe tonă de minereu. La alegerea compoziţiei amestecului de reactivi a fost considerată ca raţională folosirea colectorilor în anumită proporţie, plecînd de la greutatea lor moleculară. Astfel, în cazul folosirii amestecului de xantat etilic şi amilic, s-a luat următoarea compoziţie:

$$2\,M_e : M_a : M_e : M_a,\ M_e : 2\,M_a.$$

Simbolul M indică molul xantatului respectiv, iar combinarea $M_e : M_a$ corespunde com-

poziției la care unui mol de xantat etilic îi revine un mol de xantat amilic.

Rezultatele încercărilor prezintă un deosebit interes nu numai pentru explicația științifică a fenomenelor observate, dar mai ales pentru influența lor practică asupra posibilității de îmbunătățirea indicilor de flotație. Aceste rezultate sînt prezentate sub formă de diagrame.

La flotarea piritei, examinînd diagrama reprezentată în fig. 1, rezultă că cea mai mare extracție se obține la flotarea cu dietilditiofosfat; xantatul etilic arată o extracție mai bună decît cel amilic. Combinarea xantaților etilic și amilic dă o extracție în concentrat, care este cu 8—10% superioară extracției realizate întrebuințînd fiecare din xantați aparte. Este caracteristic faptul că prezența în amestec alături cu colectorul mai eficient (pentru cazul dat xantatul etilic) a xantatului amilic care arată aci o eficiență mai mică nu reduce, ci dimpotrivă îmbunătățește în mod simțitor rezultatele flotației.

Acest fapt îndreptățește de a considera amestecul format din doi colectori, în ceea ce privește eficacitatea, ca un reactiv nou și care diferă din punct de vedere al proprietăților sale de reactivii introduși în compoziția amestecului.

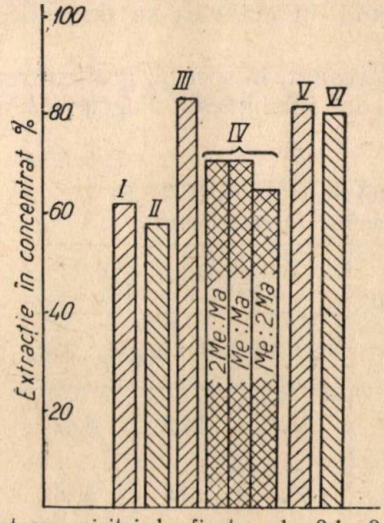


Fig. 1. Flotarea piritei la finețea de 0,1—0,15 mm cu diferiți colectori și combinările lor în amestec.

Consumul de colectori și al amestecurilor lor la toate experiențele = 50 g/t.

I — xantat etilic
II — xantat amilic
III — dietilditiofosfat de sodiu
IV — xantat etilic + xantat amilic
V — xantat etilic + dietilditiofosfat de sodiu
VI — xantat amilic + dietilditiofosfat de sodiu.

Utilizarea în amestec a doi colectori, dintre care unul este mai scump și mai deficitar, dar și mai eficient decît celălalt, permite nu numai mărirea extracției metalului în concentrat, dar și o scădere a cheltuielilor legate de consumul reactivilor de flotație (înlocuind folosirea unui colector singur, scump prin amestecul acestui colector cu reactivi mai puțin costisitori).

De asemenea, combinarea în amestec a dietilditiofosfatului cu xantați poate fi considerată ca reactiv de flotație nou, importanța sa practică fiind caracterizată prin eficiența sa identică cu cea a dietilditiofosfotului, acest reactiv însă, este mai ieftin, conținînd numai 50% dietilditiofosfat (care este un reactiv scump).

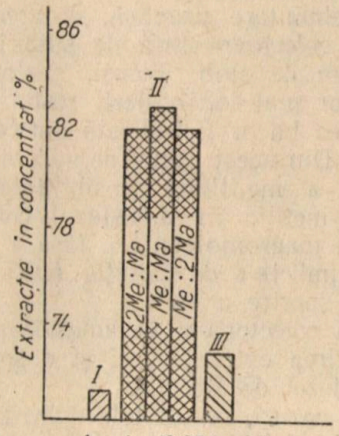


Fig. 2. Flotarea galenei (0,074—0,1 mm) cu diferiți xantați și amestecurile lor.

Consum de colectori și al amestecurilor lor la toate experiențele = 50 g/t

I — xantat etilic
II — xantat etilic + xantat amilic
III — xantat amilic.

La flotarea galenei (după cum se vede din fig. 2), xantatul etilic și cel amilic întrebuințați individual manifestă în acțiunea lor colectoare, față de galenă, cam aceeași eficiență, asigurînd o extracție a metalului în concentrat, care depășește cu ceva 70%. În comparație cu aceste rezultate, întrebuințarea în amestec a xantatului etilic și amilic în proporții diferite permite o creștere a extracției de ordinul 10—11%.

Este demn de menționat faptul că în exemplul dat eficiența întrebuințării amestecului se realizează pe seama folosirii a doi reactivi, din care fiecare în parte arată cam aceeași acțiune colectoare.

Cu toate că ditiofosfatul este un colector destul de slab pentru flotarea galenii din zăcămîntul de la Sadon (U.R.S.S.), folosirea acestui reactiv într-un amestec de 50% cu xantați, nu scade indicii de flotație, ci chiar permite o oarecare sporire a extracției n concentrat. Astfel, la un consum de 100 g/t de ditiofosfat, se extrag în spumă numai circa 20% din mineral; întrebuințarea numai a xantatului etilic la același consum arată o extracție de 78%, iar utilizarea unui amestec compus din 50% xantat etilic și 50% dietilditiofosfat (la un consum al amestecului de 100 g/t) a permis o extracție în galenă de ordinul a cca. 81%.

Eficiența folosirii în amestec a xantaților cu dietilditiofosfat și a xantaților între ei, a fost verificată la probe cu galenă provenită din 20 de zăcăminte. Condițiile geologice de formarea galenei la aceste zăcăminte diferă foarte mult.

Cercetările au stabilit o eficienţă clar pronunţată a amestecului de colectori la probe din 18 zăcăminte şi numai în două cazuri de întrebuinţare a amestecului nu s-a înregistrat o creştere remarcabilă a extracţiei în metal. Insă, în aceste două cazuri din urmă, nu s-au epuizat toate posibilităţile de cercetare.

Este cunoscut faptul că xantatul metilic nu are o întrebuinţare practică, deoarece proprietăţile sale colectoare faţă de sulfuri se manifestă extrem de slab. Totuşi, xantatul metilic este simţitor mai ieftin decît restul xantaţilor, iar utilizarea lui ar fi indicată din considerente economice. Din acest punct de vedere, este interesant de a menţiona posibilitatea folosirii xantatului metilic în amestecul combinat cu alţi xantaţi macromoleculari, fără a provoca o scădere a indicilor de flotaţie (cîteodată chiar o oarecare sporire a lor).

Folosirea colectorilor în amestec permite nu numai mărirea extracţiei, ci şi o sporire marcantă a vitezei de flotaţie.

In unele cazuri, rezultatele măririi vitezei de flotaţie prin folosirea reactivilor colectori în amestec sînt chiar mai marcante decît cele care caracterizează creşterea extracţiei (tabela 1).

Din tabela 1 rezultă că prin utilizarea în amestec a xantatului etilic şi a celui amilic, viteza de flotaţie (exprimată în unităţi convenţionale) la prima minută a procesului creşte de 4—5 ori.

pentru galena care a suferit o oxidare proonunţată. O galenă puternică oxidată se flotează greu cu xantaţii, fără o prealabilă sulfatizare, însă poate fi flotată cu oleatul de sodiu ; folosirea oleatului de sodiu la flotaţia minereurilor sulfurice este dificilă, datorită selectivităţii reduse a acestui colector. In legătură cu acest fapt s-a cercetat posibilitatea întrebuinţării unor cantităţi neînsemnate de oleat în amestec cu xantaţii în vederea flotării mai eficiente a sulfurilor mai oxidate. La această experimentare, galena a fost supusă anterior flotaţiei unei acţiuni oxidante cu apă oxigenată. (Apa oxigenată a fost luată ca oxidant, ţinînd seama că în asemenea cazuri, la oxidarea sulfurilor cu acest reactiv, este greu de aşteptat formarea altor compoziţii decît sulfatul de plumb). După separarea fazei lichide şi spălare, galena flota în condiţii normale întrebuinţînd xantaţi ditiofosfaţi, oleat de sodiu şi combinarea în amestec a cîte doi, a oleatului cu xantat sau ditiofosfat.

Rezultatele încercărilor reprezentate în fig. 3. şi 4 arată că la un consum de 300 g/t xantatul butilic este cel mai eficient colector în comparaţie cu oleatul de sodiu, iar la un consum mai mare îi cedează întîietate. Cu toate acestea, combinarea în amestec a celor doi colectori este mai eficientă în acţiunea sa decît fiecare luat în parte.

Este interesant, în special, graficul reprezentat în fig. 4, care reaminteşte diagrame bine cunos-

Tabela 1

Mărirea vitezei de flotaţie pentru galena din zăcămîntul de la Sadon (U.R.S.S) prin întrebuinţarea amestecului de xantat etilic şi amilic în combinare*)

Indici de flotaţie	Xantat etilic	Xantat amilic	Amestecul de xantat etilic şi amilic		
			$M_e : M_a$	$2M_e : M_a$	$M_e : 2M_a$
Extracţie totală, %	71,4	72,9	83,1	82,2	82,2
Viteza trecerii mineralului în concentrat la prima minută de flotare (în unităţi convenţionale)	18,6	14,2	68,9	63,5	59,6

*) Consumul din fiecare xantat şi din amestecul lor = 50 g/t; consumul uleiului de pin 40 g/t; fineţea galenei, 0,074—0,1 mm.

Rezultate convingătoare, care caracterizează creşterea extracţiei şi a vitezei de flotaţie în cazul folosirii amestecurilor de colectori, s-au obţinut de asemenea pentru blendă şi calcopirită.

La blendă, în afară de aceasta, prin folosirea xantaţilor în amestec s-a remarcat obţinerea unei pelicule adsorbite, care este mai rezistentă şi mai stabilă faţă de acţiunea mecanică şi de oxidare, decît cea realizată la întrebuinţarea separată a xantaţilor.

Folosirea xantaţilor în amestec şi a dietilditiofosfatului cu oleatul de sodiu este eficientă

cute în metalurgie. Pe axa orizontală sînt marcate conţinuturile procentuale ale amestecului de reactivi, de la stînga la dreapta — xantatul butilic, şi de la dreapta spre stînga — oleatul de sodiu, astfel că fiecare punct de pe axă corespunde unei anumite compoziţii a acestui amestec. Pe axele verticale (complet echivalente între ele) se marchează extracţia, caracterizată prin curbă. Astfel, după acest grafic, devine posibilă stabilirea extracţiei care poate fi realizată în cazul folosirii amestecului format din oleat de sodiu şi xantat butilic pentru compoziţia dată.

După cum se vede din grafic, extracția maximă se realizează folosind un amestec compus

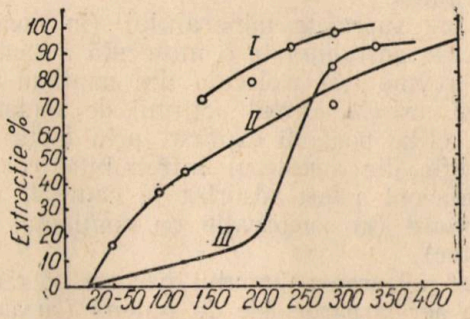


Fig. 3. Flotația galenei oxidate, cu oleat de sodiu, xantat butilic și amestecul lor.
Consum de colector g/t
I — amestec oleat de sodiu + xantat butilic
II — xantat butilic
III — oleat de sodiu.

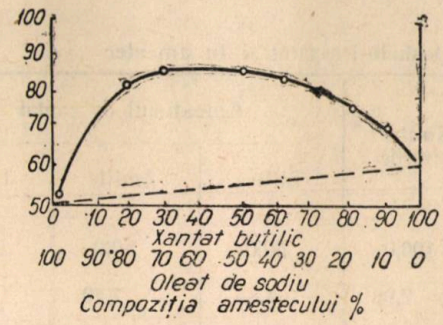


Fig. 4. Flotarea galenei oxidate cu amestecul xantatului bulilic și oleatului de sodiu în diferite proporții în amestec
Consumul total de colector la toate experiențele 75 g/t.

din 30% xantat butilic și 70% oleat de sodiu. Merită atenție caracterul convex al curbei de extracție, ceea ce înseamnă că, la un consum ales de colector de 75 g/t, orice combinare a lor mărește eficiența de colectare în comparație cu întrebuințarea individuală a oleatului și a xantatului butilic. Trebuie ținut cont că, dacă eficiența combinărilor în amestec a oleatului și a xantatului butilic ar varia strict adițional, în funcție de modificarea amestecului lor, atunci extracțiile s-ar situa pe o linie marcată punctat (vezi fig. 4). În acest caz, extracția s-ar mări direct proporțional sporirii în amestec a conținutului de xantat butilic, ca un reactiv mai eficient. Deoarece însă în realitate toate punctele curbei se situează deasupra liniei punctate indicate, amestecul combinat al oleatului de sodiu cu xantatul butilic de orice compoziție este capabil de a arăta un efect mai bun al flotației, decît în cazul întrebuințării numai a xantatului butilic.

Prin urmare, folosirea în amestec a colectorilor acționează ca un reactiv nou, mai eficient decît fiecare component, în parte, al amestecului.

Experiențele efectuate pentru stabilirea măririi eficienței mărite a amestecului au arătat că la folosirea colectorilor cu catene de hidrocarburi de lungime diferită, corelația ambelor forme de fixare a colectorilor poate fi împinsă spre sporirea cantității de reactiv, care se fixează mai puțin stabil, prezentînd totuși, în general, o creștere a rezistenței peliculei de adsorbție.

În tabela 2 sînt indicate rezultatele flotării galenei din patru zăcăminte, întrebuințînd xantatul etilic, amilic, izopropolic și butilic, precum și a combinărilor lor cîte doi. În același timp, este arătată cantitatea reactivului, care s-a fixat pe suprafața mineralului respectiv (în % din cantitatea inițială).

Tabela 2

Eficiența întrebuințării diferiților xantați și amestecurilor lor combinate la flotarea galenei provenite din cîteva zăcăminte (după V. A. Glembotchi și Gr. M. Dimitrieva) (La fiecare experiență consumul de colector a fost de 80 g/t)

Denumirea colectorului	Denumirea zăcămîntului							
	Techeli		Hapcerang		Berezovscaia		Sihote-Alin	
	Extr.	Fix.	Extr.	Fix.	Extr.	Fix.	Extr.	Fix.
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Xantatul etilic	66,6	37,2	84,6	52,5	83,0	58,0	78,5	39,2
Xantatul amilic	93,4	51,3	96,3	53,4	95,7	51,3	93,5	47,0
Amestecul 1:1	95,0	52,4	96,6	55,2	96,1	52,9	92,0	48,0
Xantatul etilic	66,6	37,2	84,6	52,5	83,0	58,0	78,5	39,2
Xantatul butilic	90,1	44,3	95,4	51,5	94,5	50,4	90,2	45,6
Amestecul 1:1	90,3	44,6	96,2	52,0	96,0	52,2	91,7	46,4
Xantatul etilic	66,6	37,2	84,6	52,5	83,0	58,0	78,5	39,2
Xantatul izopropilic	77,5	39,0	86,4	49,3	81,8	46,5	83,5	49,3
Ameatecul 1 : 1	78,4	41,3	89,1	50,5	84,4	47,5	83,3	41,9
Xantatul izopropilic	77,5	39,0	86,4	49,3	81,8	46,5	83,5	49,3
Xantatul butilic	90,1	44,3	95,4	51,5	94,5	50,4	90,2	45,6
Amestecul 1:1	91,0	47,8	94,5	51,6	95,5	54,0	88,0	49,4
Xantatul izopropilic	77,5	39,0	85,4	49,3	81,8	46,5	83,5	44,3
Xantatul amilic	93,4	51,3	96,3	53,4	95,7	51,3	93,5	47,0
Amestecul 1:1	95,2	52,4	96,5	53,2	95,5	55,0	90,3	51,4
Xantatul butilic	90,1	44,3	95,4	51,5	94,5	50,4	90,2	45,6
Xantatul amilic	93,4	51,3	96,3	53,4	95,7	51,3	93,5	47,0
Amestecul 1:1	94,4	51,7	97,5	58,0	97,2	54,2	92,2	46,0

Numai în trei cazuri (din 24), care se referă, în special, la galena zăcămîntului Sihote-Alin, se poate observa o oarecare neconcordanţă între cantitatea de reactivi, care s-au fixat pe mineral, şi eficienţa colectorilor combinaţi. La toate celelalte cazuri, amestecul xantaţilor în combinare a dat o creştere a extracţiei şi, corespunzător cu aceasta, sporirea cantităţii reactivului fixat. Faptul că în unele cazuri nu s-a observat concordanţa indicată, a condus la ideea de a urmări modul de fixare a colectorilor pe suprafaţa mineralului, la întrebuinţarea lor individuală şi cea în amestec. Rezultatele experienţelor respective (executate cu ajutorul izotopilor radioactivi) cu galena din zăcămîntul de la Hapcerang sînt prezentate în tabela 3.

Aici sînt desciffrate în detaliu acele experienţe care la întrebuinţarea xantatului etilic şi amilic, precum şi a amestecului lor (1:1), realizează

— în amestecul iniţial, la o moleculă a xantatului etilic reveneau 0,78 molecule din xantatul amilic ;

— pe suprafaţa mineralului (în număr de molecule adsorbite) la o moleculă a xantatului etilic revine 1,32 molecule din xantatul amilic.

Prin urmare, efectul acţiunii de xantat amilic şi etilic poate fi explicat prin faptul că la adsorbţia din amestecul întrebuinţat colectorul mai eficient a fost adsorbit în cantitate relativ mai mare (în comparaţie cu conţinutul lui în amestec).

Prin măsurarea timpului necesar aderării bulei de aer la particulele de galenă (cu aparatul electronic de contact), s-a dovedit că în cazul întrebuinţării colectorilor în amestec timpul de aderare se reduce în mod simţitor.

La cercetările în privinţa floculării particulelor de galenă, în condiţii identice ale acţiunii

Tabela 3

Adsorbţia xantaţilor etilic şi amilic de către galenă folosindu-i separat şi în amestec

Specificaţia indicilor	Xantat etilic	Xantat amilic	Amestecul de xantat		
			Etilic	Amilic	Total
Cantităţi iniţiale recalculate, g/t	100,0	100,0	50,0	50,0	100,0
Numărul total de molecule din fiecare colector luat pentru experienţa x 10^{18}	3,76	2,98	1,88	1,49	3,37
Conţinutul colectorului în amestec:					
a) în % după greutate	—	—	50,0	50,0	100,0
b) în % după numărul de molecule	—	—	56,0	44,0	100,0
Raportul numărului de molecule al xantatului etilic faţă de cel amilic în amestic	—	—	1:0,78		—
S-a adsorbit din fiecare colector:					
a) numărul total de molecule x 10^{18}	2,12	1,71	0,955	1,00	1,955
a) numărul de molecule adsorbit din amestec	—	—	48,8	51,2	100,0
c) numărul moleculelor în % faţă de cantitatea iniţială de molecule ale colectorului dat	56,2	57,4	50,7	67,0	58,0
Raportul numărului de molecule al xantatului etilic faţă de cel amilic pentru molecule adsorbite			1:1,32		

extracţia echivalentă extracţiei obţinute în cazul utilizării numai a xantatului amilic (care în cazul dat este colectorul cel mai eficient). Astfel, la un consum de 100 g/t xantat etilic se realizează o extracţie de 84,6%, la 100 g/t xantat amilic — 96,3%, la 100 g/t din amestecul ambilor xantaţi (1:1) — 96,6%.

Prin urmare, cu toată „diluarea" xantatului amilic mai eficient cu xantatul etilic mai slab, rezultatele flotaţiei s-au menţinut.

După cum se vede din tabela 3, xantaţii etilic şi amilic întrebuinţaţi izolat sînt adsorbiţi de galena dată, practic în mod egal (se adsorb 56,2 şi 57,4).

La întrebuinţarea amestecului acestor reactivi, cantitatea totală adsorbită indică, de asemenea, un rezultat apropiat (58%), s-a produs însă o redistribuire marcantă a xantaţilor amilic şi a celui etilic, după adsorbţia lor, în comparaţie cu cantitatea iniţială a fiecărui xantat din amestec :

xantaţilor şi ale amestecurilor lor în combinaţie, care s-au executat după metoda lui V. B. Sneerson, a fost constată o floculare mai intensă a particulelor minerale în cazul întrebuinţării colectorului în amestec decît în cazul utilizării colectorilor individuali. Astfel, numărul floculelor din cinci şi mai multe particule (în raport cu numărul total de particule) a fost de (în %) :

Primul caz:
- Xantat etilic 34,1
- Xantat izopropilic 36,6
- Amestec 1:1 37,5

Al doilea caz:
- Xantat etilic 34,1
- Xantat butilic 37,9
- Amestec 1:1 39,0

Din curbele prezentate în fig. 5 se vede că procesul de formare a peliculei de adsorbţie a colectorilor (hidrofobizare) pe galenă decurge cel mai rapid în cazul întrebuinţării unui amestec de oleat de sodiu cu xantat butilic.

Rezultatele experimentale prezentate arată că folosirea ametseculuí de colectori permite creş-

terea extracţiei metalului în concentrat şi a vitezei de flotare. Amestecul unui colector mai eficient cu unul mai slab poate da rezultate de flotare mai bune decît cele obţinute în cazul

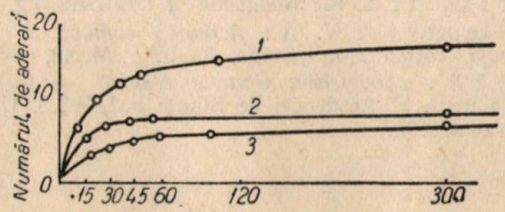


Fig. 5. Timpul de contact între mineral şi soluţia de reactiv, s.
1 — xantat butilic în amestec cu oleat de sodiu (1:1);
2 — oleat de sodiu ;
3 — xantat butilic.

folosirii individuale numai a colectorului mai eficient (în condiţiile de lucru asemănătoare).

În principiu, se poate afirma că structurile colectorilor cu cît se deosebesc mai mult între ele, cu atît apare mai evident efectul acţiunii lor de intensificarea flotării în amestec. În cazul consumurilor reduse, acest efect apare şi mai pronunţat.

Amestecul a doi colectori poate fi considerat, în general, ca un reactiv nou, cu însuşiri colectoare mai eficiente şi prin urmare nu trebuie să fie privit ca un simplu amestec. Importanţa economică a procedeului este legată de posibilitatea reducerii consumului de reactiv mai scump şi deficitar, pe seama adaosului unui reactiv mai ieftin şi mai puţin eficient, fără a provoca o reducere, cîteodată avînd loc chiar o sporire a indicilor de flotaţie (extracţia şi viteza de flotare).

Sporirea acţiunii colectoare a reactivilor la întrebuinţarea lor în amestec este determinată de posibilitatea de formare pe suprafaţa minereului a unei pelicule de adsorbţie mai rezistente. Această creştere se datoreşte şi unei redistribuiri a colectorilor în timpul adsorbţiei. Astfel, compoziţia peliculei de adsorbţie arată cantităţi relativ mai mari din colectorul mai eficient, decît cantităţile în amestecul iniţial al soluţiei. La întrebuinţarea colectorilor în amestec se produce o mai rapidă hidrofobizare a suprafeţei mineralului, respectiv o formare mai accelerată a peliculei de adsorbţie, o floculare mai accentuată a particulelor şi, prin urmare, o creştere a vitezei de aderare a particulelor la bula de aer.

Eficienţa sporită a colectorilor în amestec poate fi explicată prin neomogenitatea suprafeţei minerale.

Luînd în considerare datele cele mai recente despre neomogenitatea suprafeţelor mineralelor, V. A. Glemboţki şi M. A. Eigheles (U. R. S. S.) au elaborat în anii 1949—1950 criterii privind importanţa neomogenităţii suprafeţei mineralelor (fisuri, structura granoblastică, defectele reţelei cristaline etc.), asupra acţiunii reciproce a acestor suprafeţe cu reactivi în timpul flotaţiei. Lucrările bazate pe această temă au fost prezentate la consfătuirea de preparare a substanţelor minerale utile, ţinută în anul 1953 la Londra, primind o confirmare unanimă.

V. A. Glemboţki consideră că diferitele zone ale suprafeţei mineralelor posedă o activitate de adsorbţie diferită faţă de diverşi colectori. În cazul întrebuinţării în amestec a doi colectori de activitate diferită, colectorul mai puţin activ ocupă de preferinţă zonele cele mai active ale suprafeţei mineralelor, în acelaşi timp zonele suprafeţei rămase libere, de activitate mai redusă, practic incapabile de a fixa colectorul cu activitatea slabă, pot servi ca loc de adsorbţie pentru reactivul mai eficient (în sensul adsorbţiei).

În funcţie de condiţiile de origină geologică a mineralului, precum şi de compoziţia şi structura colectorului, gradul de activitate al zonelor de pe suprafaţa mineralului şi gradul ei de neomogenitate pot fi diferite, ceea ce permite a explica, în asemenea cazuri, acţiunea diferită a colectoarelor întrebuinţate în amestec. Concepţia neomogenităţii suprafeţei mineralelor este în măsură să explice fenomenul de creare a condiţiilor mai favorabile de formarea peliculei de adsorbţie a reactivilor în amestec pe suprafaţa mineralului, decît în cazul întrebuinţării separate a colectorilor, care formează amestecul respectiv.

★

Din examinarea materialului experimental şi a ipotezei ştiinţifice date de V. A. Glemboţki şi expuse mai sus, rezultă în mod neîndoielnic importanţa lor practică.

Este de dorit ca experienţa savanţilor sovietici în domeniul întrebuinţării în amestec a reactivilor colectori să fie extinsă şi asupra minereurilor neferoase din R. P. R.

În acest scop, este necesară organizarea unor cercetări sistematice de utilizare de reactivi colectori în amestec.

După cum s-a constatat de cercetătorii sovietici, experimentarea xantaţilor superiori individual şi cu un singur fel de minereu, poate duce la concluzii eronate privind eficienţa lor.

Prin urmare este necesar de a efectua cercetări, plecînd de la experimentarea colectorului produs, la cît mai multe minereuri (complexe, cuprifere şi de pirită) din zăcămintele ţării noastre, utilizînd în cadrul fiecărei cercetări şi diferite amestecuri ale noului colector cu alţi colectori în spiritul materialului documentar prezentat.

Natura mineralizaţiei zăcămintelor noastre de minereuri neferoase ne îndreptăţeşte să credem că experimentarea întrebuinţării raţionale a reactivilor colectori noi, mai ales utilizarea lor în amestec cu colectori cunoscuţi, va da rezultate practice de importanţă economică însemnată.

Îmbunătățirea numai cu un singur procent a extracției de metale neferoase poate aduce economiei naționale cantități suplimentare importante de metale neferoase, a căror valoare se exprimă în mai multe milioane lei.

Bibliografie

[1] Polkin S. I.: *Prepararea minereurilor*, traducere din limba rusă. Editura Tehnică, 1956.
[2] * * *: *Manualul inginerului de mine*, vol. VI. Editura Tehnică 1956.
[3] * * *: Buletin informativ ICEMIN, 1957 1—3.
[4] * * *: Sesiunea științifică ICEMIN, iunie 1958.
[5] Taggart A. F.: *Handbook of Ore Dressing*, 1947.
[6] Glemboțki V. A.: *Acțiunea comună a reactivilor colectori la flotație*, Tvetnîie Metalî, 1958—4.
[7] * * *: *„Sovetskaia Gornaia Nauka"* — Institutul de mine al Academiei de Științe a U.R.S.S. Ugletehizdat, 1957.

Permeametru universal TGL

Ing. **N. Tomescu**

Permeabilitatea este definită conf. STAS 1917-50 ca fiind proprietatea unei mase de pămînt de a fi străbătută mai ușor sau mai greu de către un lichid. Ea se măsoară prin coeficientul de permeabilitate k, definit de relația:

$$k = \frac{v}{i} \text{ unde } i = \frac{h}{l}$$

în care:

v este viteza cu care se deplasează lichidul în masa de pămînt;

$i = \frac{h}{l}$ — gradientul hidraulic, adică raportul dintre diferența de nivel piezometric (h) care produce mișcarea lichidului prin golurile pămîntului și drumul (l) parcurs de lichid prin aceste goluri.

Metodele de determinare a coeficientului de permeabilitate diferă după cum pămîntul este ușor sau greu permeabil, astfel:

— pentru pămînturile ușor permeabile, cum sînt cele fără coeziune (nisipuri), se întrebuințează metoda cu *gradient constant;*

— pentru pămînturile greu permeabile, cum sînt cele cu coeziune (prafuri, argile), se întrebuințează metoda cu *gradient variabil.*

Principiul ambelor metode este același: se stabilește un gradient cunoscut *(i)*, adecvat pămîntului respectiv, astfel încît apa să poată răzbate într-un timp nu prea lung *(t)*, măsurîndu-se debitul *(q)* scurs prin probă, în acest timp. Deși principiul este același, sînt necesare totuși două metode diferite, pentru următoarele motive:

a) în cazul pămînturilor ușor permeabile, într-un timp relativ scurt se scurge prin probă un debit important, ușor măsurabil;

b) în cazul pămînturilor greu permeabile, debitul scurs prin probă în același timp *(t)* ca mai sus, de exemplu, este foarte mic și, deci, greu măsurabil; de aceea se înlocuiește măsurarea directă a debitului prin măsurarea lui indirectă, și anume prin observarea variației înălțimii unei coloane de apă de secțiune redusă (ex. o biuretă gradată), variație care este cu atît mai mare într-un timp dat, cu cît raportul dintre secțiunea biuretei *(f)* și secțiunea probei *(F)* este mai mic. Putem spune că de acest raport depinde sensibilitatea aparatului.

În cele două cazuri, coeficientul de permeabilitate se calculează cu formulele:

a) *Gradient constant:*

$$k = \frac{Q}{F.i.t.} = \frac{Q.l.}{F.h.t.} \qquad (1)$$

b) *Gradient variabil:*

$$k = \frac{f}{F} \cdot \frac{1}{\Delta t} \ln\left(1 - \frac{\Delta h}{h_1}\right) \qquad (2)$$

în care:

k este coeficientul de permeabilitate al probei;
Q — debitul scurs prin probă în timpul t;
l — lungimea probei;
F — secțiunea probei;
f — secțiunea biuretei;
h — înălțimea coloanei de apă deasupra feței inferioare a probei;
h_1 — idem, la momentul inițial t_1;
h_2 — idem, la momentul final t_2;
$\Delta h = h_1 - h_2$ — înălțimea coloanei de apă scurse prin probă în intervalul de timp $\Delta t = t_1 - t_2$.

Întrucît viscozitatea apei variază cu temperatura ei, rezultatul obținut printr-o formulă sau alta se reduce la o aceeași temperatură standard, care este temperatura de 20°C, pentru a face rezultatele comparabile.

Pentru ca rezultatele obținute să nu fie eronate, aparatura trebuie să îndeplinească următoarele condiții:

1) dimensiunile geometrice *(l, h, h_1, h_2, Δ, h, f, F)* să fie cunoscute cu precizie;

2) să nu existe pierderi de apă în aparat și nici scurgeri false între probă și locașul ei;

3) la materialele ușor permeabile să se poată cunoaște porozitatea finală a probei, respectiv să se poată încărca probe cu porozitatea dorită;

4) la materialele greu permeabile să se poată încărca probe netulburate;

Principiile adoptate la construirea aparatului

Permeametrul „T.G.L." întruneşte într-un singur aparat cele două metode de determinare a coeficientului de permeabilitate: cu gradient constant şi cu gradient variabil. Intr-adevăr, înlocuind partea superioară a coloanei aparatului cu capacul cu biuretă, se poate trece de la o metodă la alta, partea inferioară care conţine proba rămînînd aceeaşi.

Pentru materialele uşor permeabile s-a confecţionat o ştanţă cu fund permeabil fix (piatră poroasă), care permite încărcarea nisipurilor la porozitatea dorită şi măsurarea porozităţii finale. Pentru materialele greu permeabile s-au confecţionat ştanţe cu gura tăioasă, care permit încărcarea de probe netulburate în aparat. Pentru reducerea duratei operaţiei, s-au confecţionat ştanţe de 5 cm şi 2 cm lungime. Pentru asigurarea integrităţii probelor în aparat, acestea sînt închise între două pietre poroase foarte permeabile, care împiedică deranjarea probei, prin acţiunea dinamică a apei, fără a-i influenţa permeabilitatea.

Asigurarea etanşeităţii şi, deci a scurgerii fluxului de lichid numai prin secţiunea probei, s-a realizat astfel:

Intre diametrul exterior al ştanţelor şi diametrul interior al tubului aparatului există un joc de maximum 0,3 mm, care se poate obtura, ungînd ştanţele la exterior cu vaselină solidă; în afară de aceasta, capacul inferior conţine o garnitură de cauciuc.

Din combinarea diferitelor înălţimi de coloană de apă *(h)* cu diferitele lungimi de ştanţă şi, deci de probă *(l)*, se poate obţine un joc de 21 gradiente $\left(\frac{h}{l}\right)$ astfel:

h, cm	gradiente, $\frac{h}{l}$		
	l=10 cm	l=5 cm	l=2 cm
100	10	20	50
80	8	16	40
60	6	12	30
40	4	8	20
30	3	6	15
20	2	4	10
10	1	2	5

Descrierea aparatului

Aparatul se compune din două tuburi de alamă de 60 cm lungime, fiecare avînd:

diametrul interior 50 mm;
diametrul exterior 54 mm;

Tubul inferior conţine locaşul probei, care se introducere în aparat cu ştanţă cu tot. In interiorul tubului, locaşul probei este limitat de un inel de acelaşi diametru interior ca şi ştanţele sub care se află piatra poroasă superioară şi garnitura de cauciuc. După introducerea ştanţei de 10 cm, urmează piatra poroasă inferioară, după care tubul se închide cu un capac tronconic, fixat cu o clemă cu şurub de presiune. Capacul este prevăzut cu o garnitură pentru etanşare şi cu un orificiu de scurgere, la care se poate adapta un furtun de cauciuc pentru colectarea debitului scurs prin probă. Deasupra locaşului probei tubul este prevăzut cu un robinet de descărcare a apei din camera de apă.

Pe tub sînt prevăzute patru preaplinuri corespunzătoare înălţimilor de coloana de apă deasupra feţei superioare a probei de 10, 20, 30 şi 40 cm, care se pot închide cu şuruburi cu garnitură. Pentru observarea nivelului apei în tub s-a prevăzut o sticlă de nivel.

Tubul superior reprezintă prelungirea camerei de apă, pentru obţinerea de gradiente mai mari şi se prinde de cel inferior cu ajutorul unui holendru cu garnitură.

Pe toată lungimea lui sînt trei preaplinuri, corespunzătoare înălţimilor de coloană de apă deasupra feţei superioare a probei de 60, 80 şi 100 cm, la fel închise cu şurub cu garnitură, afară de cel de sus, corespunzător înălţimii de 100 cm, la care această închidere nu mai este necesară. Pentru observarea nivelului apei în tub, s-a prevăzut o sticlă de nivel.

Pentru argile, tubul superior se înlocuieşte cu un capac tronconic, care se înşurubează pe tubul inferior şi care are fixată în el o biuretă gradată, de 25 ml capacitate, avînd o secţiune de 0,5 cm². Etanşeitatea este, de asemenea, asigurată printr-o garnitură de cauciuc. In tubul biuretei, un volum de apă de 1 ml = 1 cm³ ocupă o lungime de 2 cm. Biureta este gradată din 1/10 ml în 1/10 ml. Diviziunea cea mai de jos (24 ml) a biuretei este situată la 53 cm deasupra feţei superioare a probei. Înălţimea *(h)* (cm) deasupra feţei superioare a probei a unei diviziuni oarecare *(y)* (ml) a biuretei este:

$$h\,(\text{cm}) = 2\,(24 - y) + 53 \qquad (3)$$

Ştanţele pentru probe au toate:

diametrul interior 45 mm,
diametrul exterior 49,7 mm,

adică, cu un joc de 0,3 mm faţă de interiorul locaşului aparatului, care este de 50 mm diametru. Secţiunea tuturor ştanţelor este de 15,9 cm². Setul de ştanţe se compune din:

una ştanţă pentru nisipuri	l=10 cm	V=159 cm³
una ştanţă pentru nisipuri	l= 5 cm	V= 79,5 cm³
una ştanţă pentru argile	l= 5 cm	V= 79,5 cm³
una ştanţă pentru argile	l= 2 cm	V= 31,8 cm³

Locaşul ştanţelor are o lungime de 10 cm, iar pentru ştanţele de 5 şi 2 cm se completează această lungime cu cîte un inel de acelaşi diametru şi de 5, respectiv 8 cm lungime, astfel încît faţa superioară a probei se găseşte

totdeauna în aceeaşi poziţie, şi anume la nivelul opritorului din tub.

Mînuirea aparatului

Aparatul se fixează în poziţie verticală pe perete sau pe un suport adecvat, cu ajutorul a două cleme de metal, care prind cilindrul inferior.

Tubul de cauciuc pentru alimentarea cu apă a aparatului se fixează la preap'inul cel mai de jos, corespunzător înălţimii de 10 cm coloană de apă deasupra probei. Dacă se lucrează chiar cu această înălţime, atunci el se fixează la preaplinul imediat superior (h = 20 cm). Se lasă liber preaplinul corespunzător gradientului cu care se lucrează şi i se ataşează un tub de cauciuc pentru evacuarea apei. Robinetul de descărcare trebuie să fie închis. Se încarcă în aparat stanţa cu proba introdusă în prealabil, conform prescripţiilor STAS 4166—53, se pune capacul şi clema şi se strînge şurubul de presiune.

a) *Pentru nivel constant.* Se dă drumul robinetului de alimentare şi se reglează debitul, astfel încît după umplerea camerei de apă nivelul apei observat în sticla de nivel să rămînă constant la înălţimea dorită.

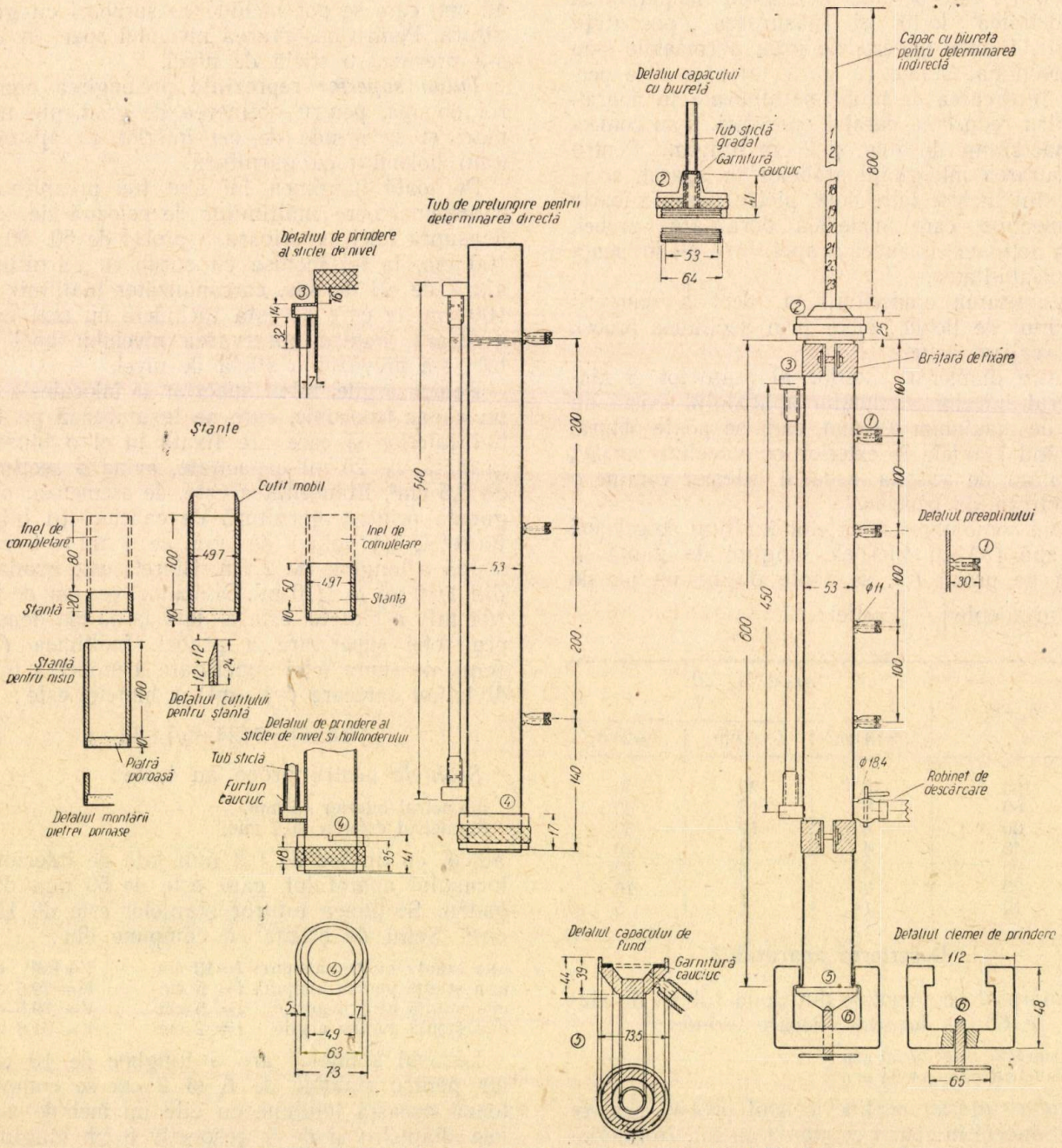


Fig. 1. Permeametrul T.G.L. Secţiuni prin aparat şi detalii de construcţie.

După stabilizarea regimului de scurgere a apei prin probă se poate începe determinarea conform STAS 4166—53.

b) *Pentru nivel variabil.* Se fixează pe tub reperele la înălțimile dorite pentru observarea căderii de nivel a apei din tub.

Se deschide robinetul pînă ce apa în tub trece puțin de reperul superior, după aceea se închide; în momentul în care nivelul în scădere a atins primul reper, se dă drumul cronometrului-stop; în momentul în care nivelul apei a atins cel de-al doilea reper se oprește cronometrul; timpul scurs reprezintă pe Δt din formulă (2), iar lungimea de tub dintre repere, pe Δh; biureta fiind gradată în ml, înălțimea Δh se calculează în cm, astfel:

$$\Delta h\,(\text{cm}) = [(h_2\,(\text{ml}) - h_1\,(\text{ml})] \times 2\,\frac{\text{cm}}{\text{ml}} \qquad (4)$$

Înălțimile h_1 și h_2 se calculează cu formula (3). Constanta $\frac{f}{F}$ a aparatului (raportul dintre secțiunea f a biuretei și secțiunea F a probei) are valoarea:

$$\frac{f}{F} = \frac{0{,}50}{15{,}90} = 0{,}0314 \cdot$$

La calculul porozității nisipurilor se va corecta volumul cu tasarea nisipului sub acțiunea curentului de apă scurs prin probă. Pentru aceasta, se măsoară tasarea Δl a probei și se scade din înălțimea ei inițială l, recalculîndu-se volumul cu înălțimea redusă $l' = (l - \Delta l)$.

c) *Metoda celor trei repere.* Permeametrul universal „TGL" în montura pentru gradient variabil poate fi folosit în mod foarte avantajos și pentru materialele granulare, permeabile, folosind trei repere pe biureta de sticlă, astfel:

Cu ajutorul celor trei repere mobile se împarte lungimea biuretei în două părți egale. Pentru aceasta, se pune primul reper la diviziunea „1", al doilea la diviziunea „12", iar al treilea se găsește fixat la baza biuretei, la diviziunea „24"; se obțin astfel trei valori ale denivelării Δh:

$$\Delta h_1 = \Delta h_2 = 24 \text{ cm.} \qquad \Delta h_3 = 48 \text{ cm}$$

între reperii 1—2; 2—3 și 1—3.

Se ridică nivelul apei în biuretă deasupra primului reper și se cronometrează denivelările în dreptul tuturor reperelor, declanșînd cronometrul la primul reper, oprind acul roșu la al doilea și acul negru la al treilea. În acest mod, se obțin trei valori ale coeficientului de permeabilitate într-o singură determinare, corespunzătoare celor trei denivelări:

$$\Delta h_1 = \Delta h_2 \text{ și } \Delta h_3$$

și celor trei intervale de timp:

$$t_1 = tr \qquad t_2 = tn - tr \qquad t_3 = tn$$

în care tr și tn sînt timpii indicați de acul roșu și acul negru al cronometrului.

Păstrînd întotdeauna aceeași poziție a reperelor, deci aceleași înălțimi:

$$h_1 = h_2 = 24 \text{ cm} \qquad h_3 = 48 \text{ cm}$$

între reperii de pe biuretă, formula de calcul:

$$k = \frac{f}{F}\,\frac{1}{\Delta 1}\ln\left(1 - \frac{\Delta h}{h_1}\right)$$

se simplifică, devenind de tipul:

$$K = \frac{M}{\Delta t}$$

în care:

$$M = -\frac{f}{F}\,l.\,\ln\left(1 - \frac{\Delta h}{h_1}\right) = C^l \text{ pentru } \Delta h \text{ constant.}$$

Pentru cele trei lungimi l de stanțe: 2; 5; 10 cm și cele două valori ale lui Δh: 24 și 48 cm, valorile constantei M sînt pentru cei trei reperi r_1 (sus); r_2 (la mijloc) și r_3 (jos):

Stanța l (cm)	$\Delta h_1 = \Delta h_2 = 24$ cm		
	1	2	3
2	$1{,}665 \cdot 10^{-2}$	$2{,}28 \cdot 10^{-2}$	$2{,}72 \cdot 10^{-2}$
5	4,02 „	5,47 „	3,40 „
10	7,63 „	10,15 „	15,10 „

Stanța l (cm)	$\Delta h_3 = 48$ cm		
	1	2	3
2	$3{,}94 \cdot 10^{-2}$	$5{,}89 \cdot 10^{-2}$	$13{,}00 \cdot 10^{-2}$
5	9,45 „	13,85 „	27,15 „
10	17,70 „	25,20 „	45,30 „

Pînă în prezent, aparatul se găsește în funcție, cu bune rezultate, la Laboratorul geotehnic al Comitetului Geologic, la cel al Catedrei de geologie tehnică de la Institutul de Petrol și Gaze din București, precum și la Institutele regionale de proiectare din Cluj și Iași.

Asupra coeficientului de autocolmatare

Ing. geolog **Florea Mircea**

In Laboratorul de geologie inginerească din cadrul Institutului de Mine din Bucureşti, s-au efectuat o serie de determinări ale coeficientului de filtrare, pe nisipuri diferite din punct de vedere granulometric, în anumite condiţii ce vor fi arătate mai jos.

Scopul experienţelor, ale căror rezultate parţiale le prezint în acest articol, a fost acela de a urmări variaţia coeficientului de filtrare în timp — pentru un tip de nisip dat — iar pe baza datelor obţinute, de a arăta evoluţia procesului de autocolmatare a nisipurilor, fapt ce duce la reducerea permeabilităţii acestora.

Pentru determinarea coeficientului de filtrare, am folosit permeametrul tip „*T.G.L.*" (Tomescu-Ghergher-Lazariade), ce a fost executat în Laboratorul Geotehnic al Comitetului Geologic, după proiectul tov. conf. ing. N. Tomescu.

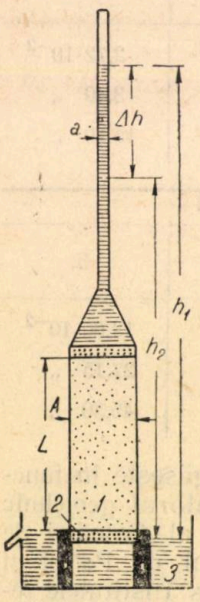


Fig. 1. Permeametru cu cădere variabilă (după Reynolds şi Protopapadakis)

Schema de principiu a unui permeametru cu cădere variabilă este arătată în fig. 1, în care s-au folosit următoarele notaţii: a — suprafaţa tijei; A — suprafaţa probei şi L — lungimea probei.

Permeametrul „*T.G.L.*" are pentru a, A, h_1 şi h_2 următoarele mărimi:

$a = 0{,}568$ cm²;
$A = 15{,}2$ cm²;
$h_1 = 106{,}8$ cm;
$h_2 = 82{,}8$ cm.

Fiecare experienţă a durat între 72 şi 120 ore de funcţionare continuă, la gradient hidraulic constant ($i = 1$), iar determinările lui K s-au făcut din 24 în 24 de ore, la „Permeametrul cu cădere variabilă" după formula:

$$K = 2{,}3 \frac{L \cdot a}{A \cdot \Delta t} \log \frac{h_1}{h_2}$$

în care $\Delta t = t_2 - t_1$, este timpul de cădere a coloanei de apă de la h_1 (înregistrată la t_1), la h_2 (înregistrată la t_2); şi $L = 10$ cm (am lucrat cu stanţe de 10 cm).

Timpul Δ_t (secunde), fiind singurul parametru variabil, după înlocuirea valorilor a, A, L, h_1 şi h_2, obţinem formula de calcul:

$$K = \frac{9.55.10^{-2}}{\Delta t} \text{ cm/s.}$$

Încercările s-au efectuat pe probe uscate, aduse în stare de îndesare maximă. Pentru a evita introducerea de erori în determinarea lui K, la începutul fiecărei experienţe, pietrele poroase au fost spălate cu un jet puternic de apă.

Coeficientul de filtrare fiind $K_i = a_i \cdot 10^{-n-i}$ luînd valori de la 1 la m — determinările lui K, în cadrul aceleiaşi experienţe au fost continuate pînă am realizat următoarea condiţie pe care ne-am propus-o iniţial $a_{m-1} - a_m = 0$ sau $a_{m-1} - a_m \leqslant 10\%\ a_m$, pentru acelaşi ordin de mărime $(-n)$.

In aceste condiţii au fost executate cinci experienţe, dintre care trei pe fracţiunile „făinoasă" ($d < 0{,}1$ mm), „fină" ($d = 0{,}1 - 0{,}25$ mm) şi „mijlocie" ($d = 0{,}25 - 0{,}6$ mm), una pe un „nisip mijlociu mare cu pietriş mic", şi alta pe „nisip mare cu pietriş mic" nisipuri ale căror curbe granulometrice sînt figurate pe diagramele ce urmează:

Rezultatele experienţelor sînt date în tabela de calcul, pe baza căreia am întocmit, pentru fiecare experienţă, diagrama de variaţie a lui K, în timp, $K = f(t)$. Prezentăm pe scurt rezultatele obţinute:

Experienţa nr. 1 (nisip făinos). La timpul „zero" — timpul de începere a experienţei — făcîndu-se prima determinare a lui K (timpul „zero" este considerat după circa 2 minute de circulaţie a curentului de apă prin probă), denumit *coeficient de filtrare iniţial* K_i (*V.* Romanovsky 1948), am obţinut $K_i = 1{,}36 \cdot 10^{-3}$ cm/s; după 28 ore de funcţionare, sub gradient constant unitar, K se reduce la $K = 8{,}7 \cdot 10^{-4}$ cm/s, iar după 48 de ore (de la începerea experienţei) se atinge valoarea stabilizată $K = 8{,}3 \cdot 10^{-4}$ cm/s care rămîne aceeaşi şi după 72 de ore. Coeficientul

de filtrare stabilizat reprezintă „*Coeficientul de filtrare final*" (K_f).

În fig. 2 se poate vedea variația $K = f(t)$, de la valoarea maximă $K = K_i$, la cea minimă $K = K_f$.

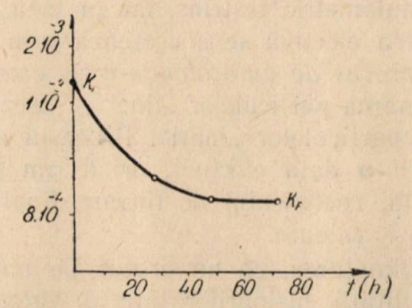


Fig. 2. Experiența nr. 1 (nisip făinos)

Experiența nr.2 (nisip fin). În formula de calcul dată mai sus, coeficientul de filtrare este o funcție directă de timpul (Δt), de cădere a coloanei de apă pe înălțimea $\Delta h = h_1 - h_2$. La nisipul fin, Δt a variat de la 9 secunde — la timpul zero — la 21 de secunde — după 96 și 120 ore funcționare — ceea ce înseamnă pentru K, valori descrescînde de la $K_i = 1{,}06 \cdot 10^{-2}$ cm/s, la $K_f = 4{,}35 \cdot 10^{-3}$ cm/s, valoare înregistrată de două ori, prin determinările 5 și 6 (fig. 3).

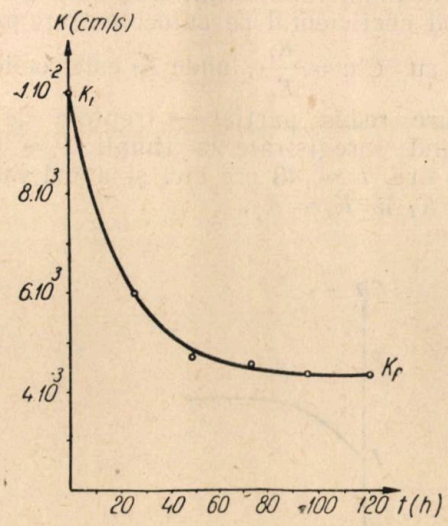


Fig. 3. Experiența nr. 2 (nisip fin)

Experiența nr. 3 (nisip mijlociu). In această experiență, coeficientul de filtrare după 24 ore de funcționare (determinarea nr. 2) $K = 1{,}2 \cdot 10^{-3}$ cm/s, este mai mare decît coeficientul de filtrare inițial, $K_i = 8 \cdot 10^{-3}$ cm/s (determinarea nr. 1) (vezi tabela de calcul).

Deoarece creșterea coeficientului de filtrare, în cazul funcționării fără întrerupere, nu poate fi în nici un mod justificată, trebuie să recunoaștem că determinarea nr. 2 este eronată. La întocmirea diagramei $K = f(t)$ (fig. 4) am eliminat această valoare. Coeficientul de filtrare final este atins la 48 de ore și rămîne neschimbat și după 96 ore de funcționare, $K_f = 6.10^{-3}$ cm/s.

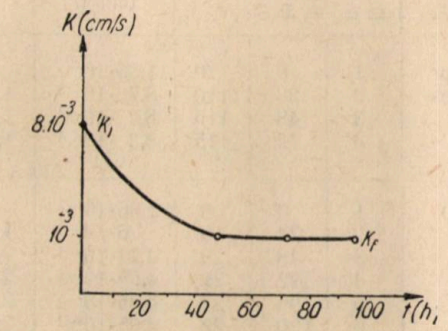


Fig. 4. Experiența nr. 3 (nisip mijlociu)

Experiența nr. 4 (nisip mijlociu — mare cu pietriș fin). Cea mai mare variație a lui K în timp a fost realizată pe acest tip de nisip. Coeficientul de filtrare scade de la $K_i = 1{,}36 \cdot 10^{-2}$ cm/s (determinarea nr. 1) (vezi tabela de calcul și fig.5), la $K_f = 3{,}98 \cdot 10^{-3}$ cm/s, valoare înregistrată prin determinarea 5 la 96 ore de funcționare, în condițiile arătate mai sus.

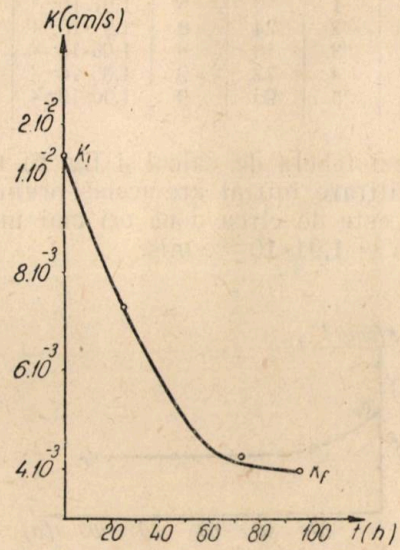


Fig. 5. Experiența nr. 4 (nisip mijlociu-mare cu pietriș fin)

Condiția $a_{m-1} - a_m \leqslant 10\%_0 a_m$ fiind îndeplinită, am considerat experiența terminată după 96 de ore.

De altfel, dacă privim curba $K = f(t)$ observăm că reducerea lui K se efectuează în proporție de circa 90% în primele 48 de ore, iar restul de numai 10%, în tot atîta vreme, după care curba tinde asimptotic la axa timpului.

Experiența nr. 5 (nisip mare cu pietriș fin). Pe acest tip de nisip, coeficientul de filtrare final $K_f = 1{,}06 \cdot 10^{-2}$ cm/s a fost realizat în 48

Tabela de calcul

Experiența	Executată pe:	Determinarea	Nr. ore de la începerea experienței	Δt s	$K=\frac{9,55\cdot10^{-2}}{\Delta t}$ (cm/s)	$C'a=\frac{K_i}{K_t}$
1	Nisip făinos	1	0	70	$1,36\cdot10^{-3}$	—
		2	28	110	$8,7\cdot10^{-4}$	1,56
		3	48	115	$8,3\cdot10^{-4}$	1,64
		4	72	115	$8,3\cdot10^{-4}$	1,64
2	Nisip fin	1	0	9	$1,06\cdot10^{-2}$	—
		2	24	16	$6\cdot10^{-3}$	1,77
		3	48	20	$4,77\cdot10^{-3}$	2,22
		4	72	21	$4,55\cdot10^{-3}$	2,34
		5	96	22	$4,35\cdot10^{-3}$	2,44
		6	120	22	$4,35\cdot10^{-3}$	2,44
3	Nisip mijlociu	1	0	12	$8\cdot10^{-3}$	0
		2	24	8	$1,2\cdot10^{-2}$	0,665
		3	48	16	$6\cdot10^{-3}$	1,335
		4	72	16	$6\cdot10^{-3}$	1,335
		5	96	16	$6\cdot10^{-3}$	1,335
4	Nisip mijlociu mare cu pietriș mic	1	0	7	$1,36\cdot10^{-2}$	0
		2	24	18	$5,3\cdot10^{-3}$	2,56
		3	48	21	$4,55\cdot10^{-3}$	3,00
		4	72	22	$4,34\cdot10^{-3}$	3,14
		5	96	24	$3,98\cdot10^{-3}$	3,42
5	Nisip mare cu pietriș fin	1	0	5	$1,91\cdot10^{-2}$	—
		2	24	8	$1,2\cdot10^{-2}$	1,6
		3	48	9	$1,06\cdot10^{-2}$	1,8
		4	72	9	$1,06\cdot10^{-2}$	1,8
		5	96	9	$1,06\cdot10^{-2}$	1,8

de ore (vezi tabela de calcul și fig. 6). Coeficientul de filtrare inițial are același ordin de mărime, dar este de circa două ori mai mare decît K_f, $K_i = 1,91\cdot10^{-2}$ cm/s.

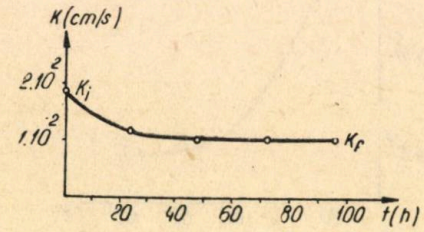


Fig. 6. Experiența nr. 5 (nisip mare cu pietriș fin).

☆

Din cele expuse mai sus se vede că, independent de tipul de nisip încercat, coeficientul de filtrare ia o serie de valori, toate înscrise între o valoare maximă — coeficientul de filtrare inițial — și una minimă — coeficientul de filtrare final.

Este în afara oricăror îndoieli că micșorarea coeficientului de filtrare în timp se datorește reducerii porozității efective, care se produce diferit — ca intensitate — de la un tip de nisip la altul. În prima fază de circulație a apei prin probă, reducerea porozității efective se produce prin îndesarea suplimentară ce se efectuează pe cale umedă — acest lucru este valabil pentru toate tipurile de nisip, inclusiv cele cu domeniu granulometric restrîns, iar în faza a doua, porozitatea efectivă se micșorează prin ceea ce numim *proces de autocolmatare* *), care constă în antrenarea particulelor „fine" și așezarea lor în porii particulelor „mari". Procesul de autocolmatare o dată efectuat, oricît am prelungi experiența, coeficientul de filtrare final rămîne la aceeași valoare.

Autocolmatarea, ca un proces de reducere a permeabilității nisipurilor, are o valoare și o intensitate diferită de la un nisip la altul și este subordonată îndesării pe cale umedă la nisipurile cu domeniul granulometric restrîns. Exprimînd această reducere a porozității efective, vom denumi *„Coeficientul de autocolmatare" (Ca)*, raportul dintre coeficientul de filtrare inițial și cel final: $Ca = \frac{K_i}{K_f}$ • Coeficientul de autocolmatare, în expresia pe care o propunem, are totdeauna valori supraunitare.

Pentru a arăta evoluția procesului de autocolmatare în timp, am întocmit diagrama $C'a=f(t)$, $C'a$ fiind coeficientul de autocolmatare parțială și egal cu $C'a = \frac{K_i}{K_t}$, unde K_t este coeficientul de filtrare redus parțial — treptele de reducere fiind înregistrate la timpii $t = 0$ ore, $t = 24$ ore, $t = 48$ ore etc. și avînd valori de la $K_t = K_i$ la $K_t = K_f$.

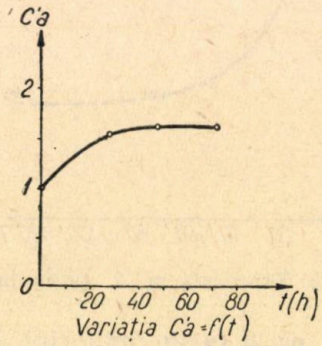


Fig. 7. Experiența nr. 1.

*) Deosebirea dintre colmatare și autocolmatare — ambele fiind procese de reducere a porozității efective, deci a permeabilității — se referă la fluidul care circulă prin probă, atunci cînd fluidul poartă, inițial în masa lui, particule în suspensie, procesul se numește „colmatare", iar cînd fluidul inițial este format dintr-o singură fază — lichidă — sîntem în prezența „autocolmatării".

La timpul „zero", K_t fiind egal cu K_i, $C'a = 1$, din acest motiv curbele reprezentînd variaţia $C'a = f(t)$ pleacă de la valoarea 1. În momentul

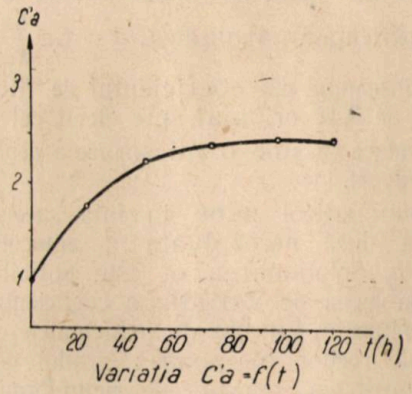


Fig. 8. Experienţa nr. 2.

stabilizării coeficientului de filtrare la valoarea K_f, coeficientul de autocolmatare parţială devine coeficientul de autocolmatare, iar curba ce reprezintă $C'a = f(t)$ tinde asimptotic la axa timpului.

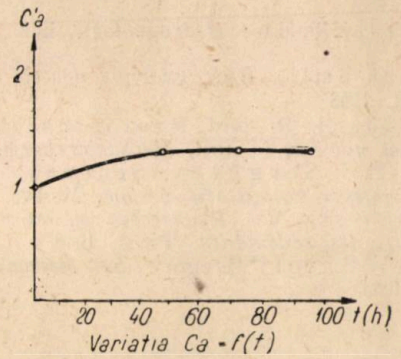


Fig. 9. Experienţa nr. 3.

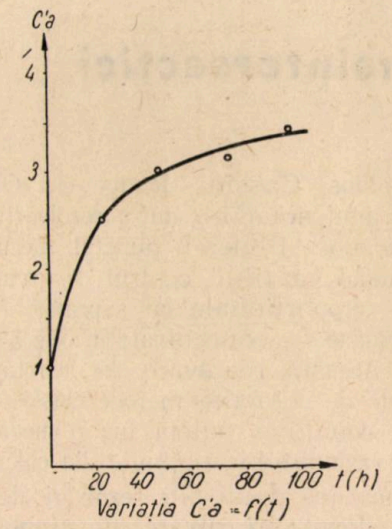


Fig. 10. Experienţa nr. 4.

Dacă privim curbele $C'a = f(t)$, întocmite pentru cele cinci experienţe executate (vezi fig. 7—11), tragem concluzia că procesul de autocolmatare se efectuează în întregime în circa 50 de ore de funcţionare (fig. 7, 9 şi 11). Evident că durata procesului de autocolmatare

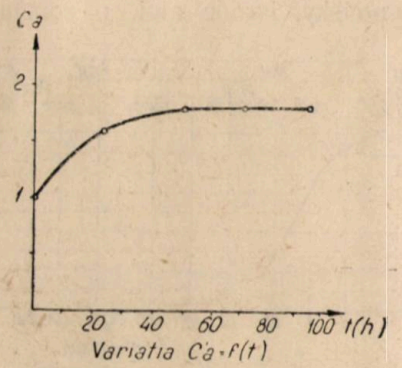


Fig. 11. Experienţa nr. 5.

este în funcţie de domeniul granulometric pe care îl acoperă tipul de nisip experimentat. Cu cît domeniul granulometric este mai larg, cu atît efectuarea autocolmatării se produce într-un timp mai îndelungat: de exemplu la

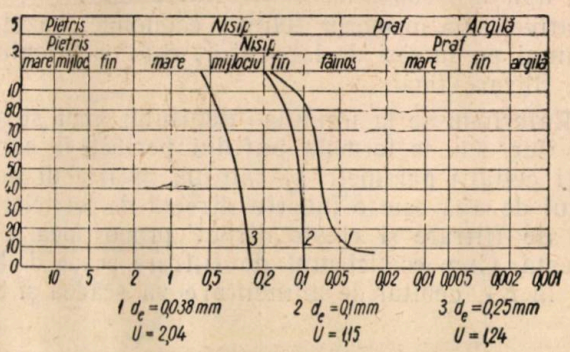


Fig. 12 Compoziţia granulometrică:

1 — Experienţa nr. 1 (nisip făinos).
2 — Experienţa nr. 2 (nisip fin).
3 — Experienţa nr. 3 (nisip mijlociu).

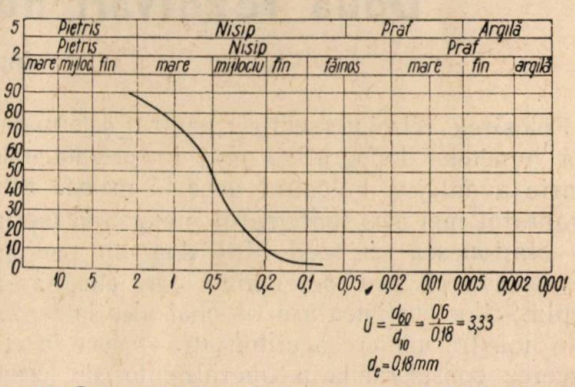


Fig. 13. Compoziţia granulometrică — nisip mijlociu-mare cu pietriş fin (exp. 4).

„nisipul mijlociu — mare cu pietriş fin" (vezi fig. 10), autocolmatarea nu este terminată nici la 96 de ore de funcţionare.

Rezultatele experienţelor pe care le prezint, constituie un prim pas în rezolvarea problemei

autocolmatării nisipurilor. Importanţa lor se rezumă, deocamdată, la indicarea cantitativă a variaţiei coeficientului de filtrare în timp — lucru arătat încă din anul 1948 de către V. Romanovsky, iar de aici, o concluzie utilă

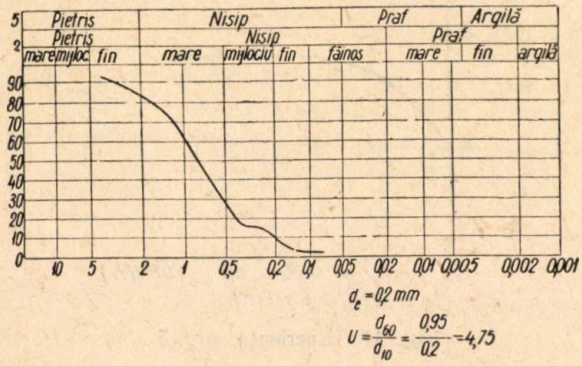


Fig. 14. Compoziţia granulometrică — nisip mare cu pietriş fin (exp. 5).

pentru proiectanţi şi cercetători: coeficientul de filtrare, care se ia în calculul alimentărilor cu apă din subteran, la nivelul studiilor informative sau memoriu tehnic economic, bazate numai pe lucrări de laborator, este coeficientul de filtrare final.

Referindu-ne la formula debitului unui strat acvifer, sau la formula puţului perfect, în care toţi ceilalţi parametri să rămînă invariabili, debitul de apă este o funcţie directă de coeficientul de filtrare şi creşte direct proporţional cu acesta. Cum coeficientul de filtrare scade de la K_i la K_f, debitul de alimentare va scădea şi el de la Q_i la Q_f, acesta din urmă fiind debitul-probabil, pe care trebuie să se conteze.

Dacă din experienţele noastre luăm, de exemplu, cazul „nisipului mijlociu — mare cu pietriş fin" (experienţa nr. 4), unde $C'a = Ca \frac{K_i}{K_f} = 3,42$ aceasta înseamnă că, coeficientul de filtrare final este de 3,42 ori mai mic decît cel iniţial, ceea ce aduce cu sine o micşorare a debitului în acelaşi raport.

Prezentul articol pune în faţa specialiştilor problema încă nerezolvată a autocolmatării nisipurilor. Soluţionarea ei este posibilă dacă vom găsi legea de variaţie a coeficientului de autocolmatare în funcţie de principalele caracteristici ale rocilor nisipoase: gradul de îndesare, porozitatea, gradul de neuniformitate şi diametrul efectiv şi, o dată stabilită valoarea Ca, printr-o simplă determinare a lui K (K_i) se poate obţine valoarea K_f economisind în acelaşi timp, pentru fiecare tip de nisip, circa 50—100 ore de experienţă.

Bibliografie

[1] Ciocîrdel Radu: *Hidrogeologie,* Edit. Tehnică, 1952.
[2] Liteanu Emil: *Hidrogeologie aplicată,* Editura Tehnică, 1953.
[3] Reinolds H. R. and Protopapadakis P.: *Practical problems in soil, Mechanics,* London, 1952.
[4] Ornastkii, Sergheev, Şehtman: *Izsledovanie protessa kolmataţii peskov,* Moskva, 1955.
[5] Romanovsky V.: *Recherches sur les propriétés physiques des sédiments,* Paris, 1948.
[6] Tschebotarioff Gregory: *Soil Mechanics,* New York, 1953.

Două rezolvări noi ale retrointersecţiei

Ing. R. Coch

Folosirea retrointersecţiei pentru determinarea punctelor topografice mai importante este foarte avantajos. Folosind această metodă este avantajat mai ales topograful miner prin faptul că staţionează cu teodolitul doar în punctul pe care vrea să-l determine. Or, eliminarea deplasărilor suplimentare — mai ales în regiunile noastre miniere accidentate — duce la reducerea considerabilă a operaţiunilor de teren. Mai dificilă este însă calcularea retrointersecţiilor.

Retrointersecţia are foarte multe forme de rezolvări. Aplicarea acestei metode se poate urmări în astronomie de la Hipparchus (160—125 î.e.n.), iar în geodezie de la Snellius (1617). Dintre rezolvatorii de mai tîrziu citäm pe Delambre, Collins, Cassini, Runge etc. O interpretare cu totul nouă i-a dat-o rezolvării retrointersecţiei prof. Bonea: punctul necunoscut este considerat ca fiind centrul de greutate al maselor — proporţionale cu suprafeţe limitate de cîte 3 puncte — concentrate în cele 3 puncte cunoscute. Această rezolvare are avantajul rapidităţii faţă de celelalte metode clasice, iar ca coordonate definitive putem lua o medie ponderată a coordonatelor obţinute din calcul.

Se dau mai jos două alte rezolvări ale retrointersecţiei. Prima rezolvare are avantajul că se pot deduce foarte uşor formulele de calcul şi este posibilă rezolvarea rapidă chiar pe teren cu ajutorul tabelelor de logaritm sau de valori naturale. Or, aceasta este foarte important mai

ales în timpul campaniilor, cînd se lucrează în regiuni mai puţin cunoscute şi este impusă o soluţionare imediată a retrointersecţiilor.

Avantajul metodei a doua este formula de calcul al coordonatelor uşor deductibilă.

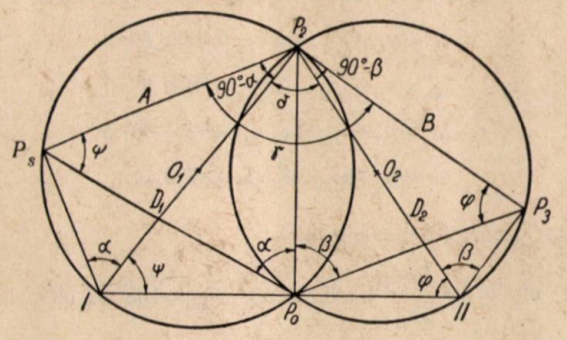


Fig. 1

Rezolvarea întîia : *Sînt date punctele* P_1 P_2 P_3. *Să se determine punctul* P_0 (fig. 1). In P_0 măsurăm unghiurile α, β, şi calculăm pe A, B, θ_A, θ_B, γ din coordonate. Făcînd construcţia geometrică a lui Casini — prin cele 4 puncte — din ea se pot exprima următoarele elemente :

$$D_1=\frac{A}{\sin\alpha} \quad D_2=\frac{B}{\sin\beta} \quad \delta=\alpha+\beta+\gamma-180^0.$$

Aceste 3 elemente determină triunghiul I P_2 II. Din I se trage înălţimea acestui triunghi h (fig. 2).

Catetele dreptunghiului astfel format I III P_2 sînt.

$$h=D_1 \sin\delta \text{ şi } a=D_1 \cos\delta$$

Iar

$$\operatorname{tg}\varphi=\frac{h}{D_2-a}=\frac{D_1\sin\delta}{D_2-D_1\cos\delta}.$$

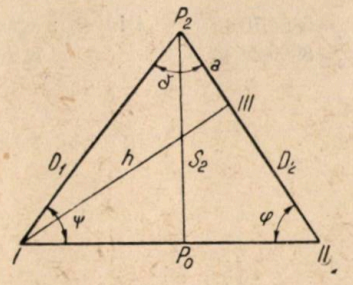


Fig. 2

Traseul cel mai scurt — pentru calculul coordonatelor punctului P_0 — este prin S_2.

Factorii de calcul sînt :

$$S_2=D_2 \sin\varphi \text{ şi } \theta_{20}=\theta_{23}+180^0-(\beta+\varphi).$$

După aceasta calculăm coordonatele punctului P_0 şi din P_1 şi P_3.

Rezolvarea a doua : Problema retrointersecţiei se poate rezolva şi cu ajutorul calculului vectorial. Se ştie că punctele I Po II sînt coliniare (fig. 3). Adică vectorii de poziţie ai acestor trei puncte în raport cu punctele cunoscute P_1 P_2 P_3 = P_i — consideraţi ca origină a sistemului vectorial — satisfac relaţia :

$$\bar{r}=\frac{\bar{r}_1+\lambda\bar{r}_2}{1+\lambda}.$$

Adică componentele vectorului de poziţie $\bar{r}$ vor fi :

$$\bar{x}=\frac{\bar{x}_1+\lambda\bar{x}_2}{1+\lambda}.$$

$$\bar{y}=\frac{\bar{y}_1+\lambda\bar{y}_2}{1+\lambda}$$

Mărimea scalară a vectorilor x, x_1, x_2, y, y_1, y_2 etc. sînt diferenţele de coordonate între punctele I, P_0, II şi P_i.

In cele ce urmează se va folosi mărimea scalară a acestor vectori de poziţie.

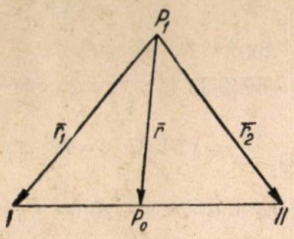


Fig. 3

După calcularea coordonatelor punctelor auxiliare I şi II se pot deduce uşor valorile unghiurilor φ şi ψ :

$$\varphi=\theta_{II\,2}-\theta_{II\,I};\quad \psi=\theta_{I\,II}-\theta_{1\,2}$$

Ca control trebuie ca $\varphi=360^0-(\alpha+\beta+\gamma+\psi)$.

Factorul λ este raportul segmentelor $P_0 I$ şi $P_0 II$

$$\lambda=\frac{d_{P_0 I}}{d_{P_0 II}}=\frac{D_1\cos\psi}{D_2\cos\varphi}=\frac{A\cos\psi\sin\beta}{B\cos\varphi\sin\alpha}.$$

Cu aceste date putem trece la calculul coordonatelor punctului P_0 :

$$x_0=x_i+\frac{\Delta x_{I P_i}+\lambda\Delta y_{II P_i}}{1+\lambda}$$

$$y_0=y_i+\frac{\Delta y_{I P_i}+\lambda\Delta y_{II P_i}}{1+\lambda}$$

APLICAŢIE NUMERICĂ

A) Rezolvarea întîia

Se dau :

$$P_1\begin{cases}x_1=4\,416{,}25\text{ m}\\y_1=10\,746{,}36\text{ m}\end{cases}\qquad P_2\begin{cases}x_1=7\,140{,}28\text{ m}\\y_2=9\,846{,}36\text{ m}\end{cases}$$

$$P_3\begin{cases}x_1=9\,215{,}50\text{ m}\\y_3=9\,628{,}15\text{ m}\end{cases}$$

Se măsoară:

$$\alpha = 68^0\ 16^c\ 30^{cc}$$

$$\beta = 75^0\ 25^c\ 90^{cc}$$

Pentru o mai ușoară sistematizare a calculului, calculul se va executa în trei faze:

1. *Calculul elementelor din coordonate*:

$$\operatorname{tg} \theta_A = \frac{\Delta x_{12}}{\Delta y_{12}} = +3{,}52.854 \quad \theta_A = 282^0\ 41^c\ 90^{cc}$$

$$\operatorname{tg} \theta_B - \frac{\Delta x_{32}}{\Delta y_{32}} = -1{,}09.788 \quad \theta_B = 147\ 03^c\ 20^{cc}$$

$$\gamma = \theta_A - \theta_B = 135^c\ 38^c\ 70^{cc}$$

$$A = \sqrt{\Delta x_{12}^2 + \Delta y_{12}^2} = 2831{,}31 \text{ m}; \quad B = \sqrt{\Delta x_{23}^2 + \Delta y_{23}^2} = 2807{,}03 \text{ m}$$

2. *Determinarea unghiului* φ:

$$D_1 = \frac{A}{\sin \alpha} = 3226{,}43 \text{ m}; \quad D_2 = \frac{B}{\sin \beta} = 3033{,}22 \text{ m}$$

$$\delta = \alpha + \beta + \gamma - 200^0 = 78^0\ 80^c\ 90^{cc}$$

$$h = D_1 \sin \delta = 3049{,}33 \text{ m}; \quad a = D_1 \cos \delta = 1054{,}25 \text{ m}$$

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{h}{D_2 - a} = 1{,}54087 \quad \varphi = 63^0\ 35^c\ 21^{cc}$$

3. *Calculul coordonatelor punctului* P_0:

— Din punctul P_2:

$$S_2 = D_2 \sin \varphi = 2544{,}36 \text{ m} \quad \theta_{20} = \theta_{23} + 200^c - (\beta + \varphi) = 208^0\ 42^c\ 09^{cc}$$

$$x_0 = x_2 + S_2 \sin \theta_{20} = 6804{,}70 \text{ m}$$

$$y_0 = y_2 + S_2 \cos \theta_{20} = 8996{,}23 \text{ m}$$

Calculînd coordonatele lui P_0 și din punctele P_1 si P_3 se obțin aceleași valori pentru x_0 și y_0.

Din P_1 $x_0 = 6804{,}70$ m $y_0 = 8996{,}23$ m Din P_3: $x_0 = 6804{,}70$ m $y_0 = 8996{,}23$ m

B. **Rezolvarea a doua**

1. *Calculul coordonatelor punctelor auxiliare I și II*:

$$\theta_{1I} = \theta_{12} + 100^c = 182^0\ 41^c\ 90^{cc} \quad \theta_{3II} = \theta_{32} - 100^c = 247^0\ 03^c 20^c_c$$

$$s_{1I} = A \operatorname{ctg} \alpha = 154\ 7{,}10 \text{ m} \quad s_{3II} = B \operatorname{ctg} \beta = 1149{,}35 \text{ m}$$

$$x_I = x_1 + s_{1I} \sin \theta_{1I} = 4838{,}09 \text{ m}$$

$$x_{II} = x_3 + s_{3II} \sin \theta_{3II} = 8441{,}55 \text{ m}$$

$$y_I = y_1 + s_{1I} \cos \theta_{II} = 9257{,}10 \text{ m}$$

$$y_{II} = y_3 + s_{3II} \cos \theta_{3II} = 8778{,}44 \text{ m}$$

2. *Calculul coeficientului* λ:

$$\operatorname{ctg} \theta_{I\,II} = \frac{\Delta y_{II\,I}}{\Delta x_{II\,I}} = -0{,}133050 \quad \theta_{I\,II} = 108^0\ 42^c\ 08^{cc}$$

$$\operatorname{tg} \theta_{I\,2} = \frac{\Delta x_{2I}}{\Delta y_{2I}} = +1{,}01845 \quad \theta_{I\,2} = 50^0\ 58^c\ 19^{cc}$$

$$\operatorname{tg} \theta_{II\,2} = \frac{\Delta x_{2II}}{\Delta y_{2II}} = -0{,}474.930 \quad \theta_{II\,2} = 371^0\ 77^c\ 29^{cc}$$

$$\psi = \theta_{I\,II} - \theta_{I\,2} = 57^0\ 83^c\ 89^{cc} \quad \varphi = \theta_{II\,2} - \theta_{II\,I} = 63^0\ 25^c\ 21^{cc}$$

Control: $\varphi = 400^c - (\alpha + \beta + \gamma + \psi) = 63^0\ 35^c\ 21^{cc}$

$$\lambda = \frac{A \cos \psi \sin \beta}{B \cos \varphi \sin \alpha} = 1{,}201\,472.$$

3. *Calculul coordonatelor punctului* P_0:

Din punctul P_2:

$$x_0 = x_2 + \frac{\Delta x_{2I} + \lambda \Delta x_{2II}}{1 + \lambda} = 6804{,}70 \text{ m}$$

$$y_0 = y_2 + \frac{\Delta y_{2I} + \lambda \Delta y_{2II}}{1 + \lambda} = 8996{,}22 \text{ m}$$

Iar din punctele P_1 și P_3 obținem valorile

Din P_1: $x_0 = 6804{,}70$ m $y_0 = 8996{,}23$ m Din P_3: $x_0 = 6804{,}70$ m $y_0 = 8996{,}23$ m.

Considerații privind terminologia în tehnica fluidizării

Ing. V. Anghel
Institutul de Cercetări Miniere

Fluidizarea solidelor fin mărunțite este considerată astăzi ca o metodă industrială de sine stătătoare. Succesele obținute și avantajele oferite de acest procedeu modern au stîrnit un interes deosebit în ultimele două decenii și în prezent o serie de industrii aplică sau pregătesc aplicarea stratului fluidizat la realizarea unor procese tehnologice în care trebuie puse în contact solide pulverulente cu gaze.

Deși prima aplicație industrială datează din 1926 (gazogenele Winkler), o dezvoltare masivă se înregistrează în timpul și după ultimul război mondial (cracarea catalitică a produselor petrolifere prin fluidizare).

Tehnica stratului fluidizat a deschis o largă perspectivă industrială sintezei hidrocarburilor din singaz, unde imposibilitatea de a se absorbi cantitatea mare de căldură degajată de reacțiile puternic exoterme a fost ușor înlăturată prin efectuarea aceleași operații în strat fluidizat [1]. Instalații industriale de acest gen funcționează deja cu rezultate din cele mai bune.

Dintre celelalte aplicații industriale curente, se menționează :

— prăjirea minereurilor cu sulf ;
— fabricarea varului ;
— semicarbonizarea și uscarea cărbunilor mărunți.

Literatura de specialitate din toate țările arată o preocupare intensă de cercetare în acest domeniu [2, 3, 4], multe din comunicări prezentînd realizări de o importanță deosebită. Pentru ilustrare, este suficient să se menționeze rezultatele obținute în reducerea directă a minereurilor de fier în strat fluidizat [5].

Interesul manifestat, în R.P.R., pentru această tehnică este remarcabil. Comunicări asupra diferitelor procese realizate în strat fluidizat apar în număr din ce în ce mai mare, multe din ele depășind stadiul preocupărilor de laborator sau chiar pilot [6, 7, 8].

În legătură cu aceasta, se consideră necesară o clarificare a terminologiei legate de fluidizare, înainte ca întreprinderile ce urmează a fi create să-și formuleze una proprie. Este cunoscut cu cîtă greutate se îndepărtează, mai tîrziu, termenii ocazionali și de cele mai multe ori improprii.

În principiu, fluidizarea oferă posibilitatea intensificării contactului dintre solide și fluide, față de aceleași procese efectuate în strat fix sau chiar mobil.

Este denumit „fluidizare" procesul în care materiale solide fin mărunțite sînt aduse într-o stare asemănătoare, din multe puncte de vedere, lichidelor (stare pseudolichidă), cu utilizarea simultană a unor proprietăți ce decurg din această nouă situație. Straturile fluidizate exercită o presiune analogă presiunii hidrostatice, pot fi ușor transvazate, bucăți de materiale ușoare plutesc la suprafața stratului fluidizat etc.

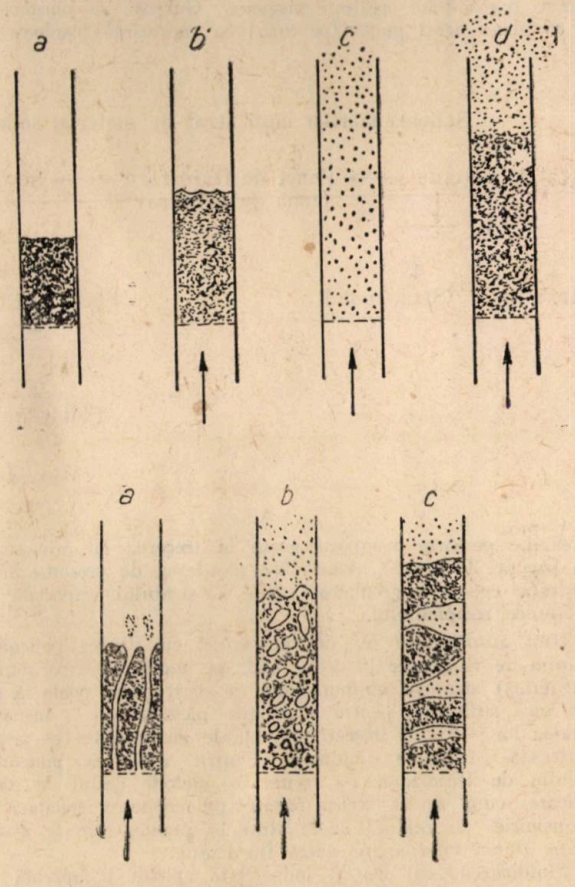
Aspectul ansamblului solid-gaz este asemănător unui lichid în fierbere, de unde și denumirea, de altfel răspîndită și destul de sugestivă, de „strat fierbător"...

„Agentul de fluidizare" este introdus pe la partea inferioară a recipientului ce conține materialul solid sub formă de pulbere în cantități variabile, funcție de caracteristicile solidului și natura procesului *). În tabela 1 sînt prezentate diferitele situații ale stratului de material solid, în modul în care acestea se succed, ca urmare a măririi cantității de agent de fluidizare introdus în recipient. Pentru o exemplificare clară, s-a încercat figurarea situațiilor mai importante.

S-a denumit „strat în repaus" ansamblul particulelor solide înainte de a fi supuse acțiunii curentului ascendent de fluid, denumit în literatura tehnică de specialitate „agent de fluidizare". Se propune această denumire, deoarece instalațiile de laborator și majoritatea instalațiilor industriale folosesc o sită (grătar) pentru repartizarea uniformă a agentului de fluidizare în stratul de particule solide. În situația la care termenul de mai sus se referă (fig. 1, *a*), sita susține stratul în totalitatea lui.

În cazul unor viteze de curgere a gazului suficient de mici, acesta se strecoară printre particulele solide, fără a le mișca. Este vorba de un „strat fix" ce trebuie diferențiat de stratul în repaus sau de un „strat mobil", ultimul avînd loc atunci cînd admisia gazului este însoțită și de o agitare mecanică a masei.

La o anumită viteză de curgere, se formează „stratul fluidizat" (fig. 1, *b*), iar la viteze suficient de ridicate, totalitatea materialului este antrenată în direcția de deplasare a gazului, fenomenul situîndu-se în zona „transportului pneumatic" (fig. 1, *c*).



Zona stratului fluidizat este delimitată de două puncte : către vitezele mici de „punctul de fluidizare" („punct minim de fluidizare"), iar către vitezele ridicate de „punctul de antrenare". Acestor puncte le corespunde o „viteză minimă de fluidizare" („viteză critică", respectiv „viteză de antrenare", „viteză maximă", „viteză limită") **).

Practic, lucrîndu-se cu granule diferite ca dimensiune și densitate, cele două puncte menționate mai sus sînt aproape

*) Ca agent de fluidizare pot fi folosite, în egală măsură, atît gazele, cît și lichidele ; fluidizarea cu gaze, însă, fiind cea mai răspîndită, cele ce urmează se vor limita practic la acest caz.

**) Se definește „viteză de fluidizare" viteza liniară de curgere a gazului, dedusă din cantitatea totală de gaz raportată la secțiunea recipientului, în care are loc procesul, presupus gol.

imposibil de materializat, în acest caz putîndu-se vorbi despre o „zonă de afînare", respectiv o „zonă de antrenare" [9].

În adevăr, în asemenea cazuri, la viteze de fluidizare apropiate vitezei maxime de fluidizare (corespunzătoare unui „diametru mediu" al particulelor), stratul înregistrează o oarecare mărire a volumului, se afinează. În mod asemănător, antrenările pot apărea cu mult înainte de viteza limită, corespunzătoare diametrului mediu respectiv, cînd particulele fine sînt scoase din stratul fluidizat şi purtate de către agentul de fluidizare în direcţia lui de deplasare.

Se obişnuieşte a se denumi „fază dispersă" („fază diluată") norul de praf pe care aceste particule îl formează deasupra stratului fluidizat, spre deosebire de „faza densă", denumire ce se atribuie în asemenea cazuri stratului fluidizat propiu-zis (fig. 1 *d*).

La început, delimitarea dintre aceste două faze este netă. Pe măsură ce viteza gazului creşte, tot mai multe particule sînt antrenate din strat, ajungîndu-se la un moment dat ca, în recipientul în care are loc procesul, să existe numai o singură fază, faza diluată. În acest moment, transportul pneumatic începe.

În ceea ce priveşte „punctul minim de fluidizare", materializarea sa a dat naştere la multe controverse, chiar în cazul particulelor perfect omogene. Curent, se obişnuieşte a se plasa acest punct (pe curba ce reprezintă pierderea de presiune pe care o suportă gazul la trecerea lui prin strat, în funcţie de viteză) atunci cînd pierderea de presiune înregistrată egalează greutatea totală a stratului, raportată la secţiunea recipientului.

Unii autori [10] nu sînt de acord cu fixarea punctului minim de fluidizare în acest mod, pe motiv că expansiunea (afînarea) stratului obţinută pînă în acest punct poate să nu fie încă suficientă pentru a permite particulelor — în totalitatea lor — acele mişcări individuale dezordonate ce caracterizează straturile fluidizate. Pentru definirea punctului minim de fluidizare, s-a recurs la metode destul de complicate, cum ar fi acelea bazate pe creşterea spontană a transmisiei de căldură de la strat la perete, care se manifestă atunci cînd apare starea fluidizată.

Fluidizarea, ca metodă industrială, poate fi aplicată în procese continue („fluidizare continuă") sau în procese periodice („fluidizare discontinuă").

Din punctul de vedere al repartiţiei agentului de fluidizare şi a particulelor solide, fluidizarea poate fi „omogenă", sau „neomogenă", după cum repartiţia dintre solid şi gaz („densitatea stratului") este aceeaşi în toate direcţiile stratului, sau nu.

Se menţionează că nu poate fi vorba de o omogenitate perfectă la fluidizarea cu gaze, aceasta întîlnindu-se, îndeosebi, atunci cînd sînt folosite lichidele ca agent de fluidizare.

În cazul fluidizării neomogene, gazul se poate scurge prin strat, creîndu-şi anumite canale preferenţiale, de unde şi denumirea fenomenului „canalizare" (fig. 2 *a*). Acest fenomen este favorizat de vitezele reduse de fluidizare şi de granulaţiile fine.

Alteori, la viteze superioare, gazul se scurge sub forma unor bule de diferite mărimi, fenomenul putînd fi definit, dacă se are în vedere aspectul exterior al stratului, „clocotire" (fig. 2, *b*).

Dacă stratul fluidizat este prea înalt, bulele deja formate se pot uni, ajungînd să ocupe întreaga secţiune a recipientului. Fenomenul este denumit „pistonare", deoarece deasupra fiecărei bule se formează un dop de material solid, care, deplasîndu-se în direcţia de curgere a gazului, dă impresia unui piston (fig. 2, *c*).

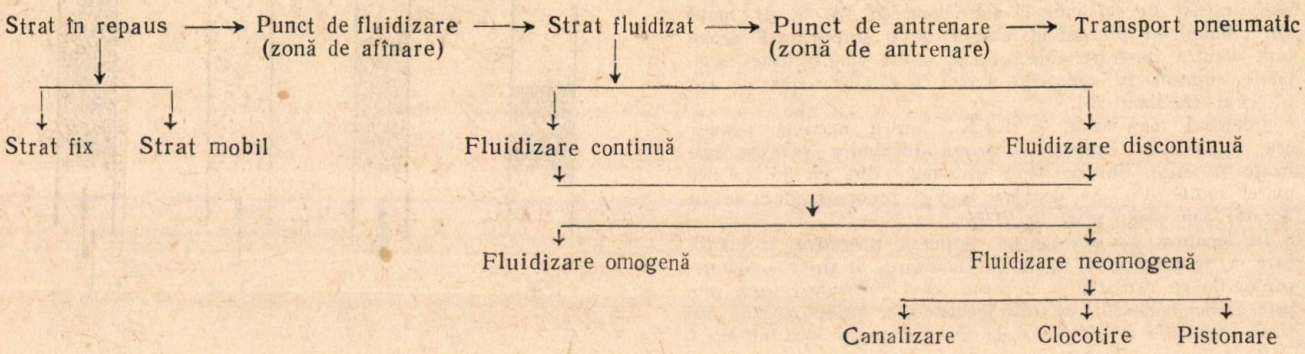
Pentru diferenţierea anumitor aspecte ale stratului fluidizat (zona cuprinsă între punctul de fluidizare şi punctul de antrenare), se consideră potriviţi termenii „fluidizare liniştită" şi „fluidizare turbulentă" [11], ce urmează a fi folosiţi, avînd ca bază numai criterii pur subiective.

În tabela 2, terminologia în limba română este prezentată paralel cu expresiile uzuale din limbile : franceză, germană, rusă, engleză şi cehă, respectiv cu sursele de literatură consultate.

Fiind vorba de un fenomen în care o masă solidă pulverulentă este adusă într-o stare ce prezintă multe proprietăţi asemănătoare lichidelor, pot surveni confuzii la traducerea diferitelor expresii dintr-o limbă străină în limba română şi invers.

Tabela 1

Schema stărilor unui strat de material solid pulverulent străbătut de un curent ascendent de fluid



De multe ori, termenii „fluidization", „fluidized bed", respectiv „fluidisation", „lit fluidisé" sînt traduşi în limba română prin „fluidificare" şi „strat fluidificat", ceea ce schimbă complet înţelesul acestor noţiuni. Fluidificarea (razjijenie, fluidification, Verflüssigung) defineşte operaţia prin care se micşorează viscozitatea unui fluid vîscos, cu ajutorul unui „agent de fluidificare" („fluidifiant") *).

Alteori, termenii din limba germană, curent folosiţi, „Wirbellschicht", „wirbeln" sînt traduşi prin „strat turbionat" („strat în vîrtej") şi respectiv „a turbiona", ceea ce poate duce la neînţelegeri.

Din aceleaşi motive, nu se recomandă nici traducerea termenului uzual sovietic „vzveşenii sloi" (atribuit aceluiaşi fenomen ca şi „hipiaşcii sloi"), prin „strat în suspensie", ci prin „strat fluidizat".

Uneori expresia engleză „moving bed" („strat mobil") este echivalată aceleia de strat fluidizat. Stratul fluidizat în totalitatea lui este în continuă mişcare, dar nu orice strat mobil poate fi denumit strat fluidizat.

În sfîrşit, se pot întîlni deseori cazuri cînd se creează termeni noi, necunoscuţi şi improprii, atunci cînd se traduc expresiile româneşti în alte limbi străine. De exemplu, expresia „strat fluidizat" este tradusă în limba germană prin „Fluidisierter schicht". Aceasta pentru ca să se menţioneze numai cîteva din erorile curent întîlnite.

*) *Lexiconul tehnic romîn*. Ediţia I-a, vol. II, pag. 580 : se citează operaţia de trecere a argilelor în stare fluidă cu ajutorul soluţiilor de silicat de sodiu, al alcaliilor şi în general cu ajutorul electroliţilor.

Tabela 2

Termenii corespondenți în limbile străine

Romîna	Rusa	Ceha	Franceza	Germana	Engleza
Strat (pat)	Sloi	Vrstva, Luzkŭ	Lit, couche	Schicht, bett	Bed
Strat fix	Nepotvijnîi sloi	—	Lit fixe	Ruheschicht. Ruheschüttung Festbett	Fixed bed
Strat mobil	—	—	lit mobile	Wanderschicht, Wanderschüttung	Moving bed
Strat afînat	—	—	—	Lockerschicht	—
Fluidizare	—	Fluidişace, vznaseni vrstvŭ	Fluidisation	Wirbeltechnik, Wirbelschichtverfahren	Fluidization
Agent de fluidizare	Tekuciaia sreda	Tekute prostredi	—	Wirbelmittel	Fluidmedium
strat (pat) fluidizat	Vzvesenii sloi, hipiascii sloi	Fluidisovanè luzko vznasena vrstva	lit fluidisè	Wirbelschicht, Fliesschicht	Fluidzedbed
Punct de fluidizare	Tocika perehoda vovzveşennoe sostoianie	—	Point de fluidisation	Wierbelpunkt	Fluidizingpoint
Punct de antrenare	—	—	—	Austragspunkt	Closed point
fluidizare omogenă (strat fluidizat omogen)	—	Fluidisace casteckova, vznaseni vrstvy po casticich	Fluidisation homogenne	Homogene Wirbelsrcht	Particulate fluidization
Fluidizare neomogenă (strat fluidizat neomogen)	—	Fluidisasce shluhova, vznaseni vrstvy po shlucich	Fluidisation inhomogene	Inhomogene Wirbelschicht	Aggregative fluidization
Fluidizare continuă	—	—	Fluidisation continue	Stetig arbeitende Wirbelschicht	Continuous (circulating) fluidized bed
Fluidizare discontinuă	—	—	Fluidisation discontinue	Periodiseh arbeitende Wirbelschicht, Wirbelsatzschicht	Batch (non circulating) fluidized bed
Fază densă	—	Hustè fàzi	—	—	Dense phase
Faza diluată (fază dispersă).	—	Chudè (zredenè) fàzi	—	Flugstaubwolke	Dilute phase, suspendes dispersion
Zonă de afînare	—	—	—	Lockerungsbereich	—
Zonă de antrenare	—	—	—	Austragsbereich	—
Canalizare	—	Tvorba kanalku v luzku	Renardage	Durchbrochene Wirbelschicht	Channeling
Clocotire (strat fluidizat cu bule)	—	Tvorba prehrad v luzku	Bullage	Stossende Wirbelschicht	Slugging
Pistonare	—	Tvorba bublin v luzku	Pistonage	Brodelnde Wirbelschicht	Bubbling
Fluidizare liniştită	—	—	—	—	—
Fluidiz. turbulentă	—	—	Bullage toumulteux	—	—

Se consideră că termenii exemplificați sînt suficient de clari și caracterizează bine fenomenele la care fiecare dintre ei se referă. De altfel, în marea lor majoritate, ei sînt deja folosiți de cercetătorii de specialitate din țara noastră. Definitivarea și folosirea lor consecventă ar ușura înțelegerea corectă a literaturii tehnice străine, atît de vastă în acest domeniu.

Bibliografie

[1] Sitting M.: *Solide fluidizate*, Chem. Eng, mai 1953, pag. 219.

[2] Kozmal F.: *Distilarea lemnului în strat fluidizat*, Paliva, 9, 1954, 250—251.

[3] Reboux P.: *Fenomene de fluidizare — documentare generală*, Paris, 1954, 165 pag.

[4] Gregor M.: *Importanța tehnicii fluidizării pentru economia națională a Republicii Cehoslovace*, Paliva, 7, 1954, 170—173.

[5] Squires A. M. și Johnson C. A.: *Procesul fier-H*, Journal of Metals, aprilie 1957, 586.

[6] Ionescu M. și Anghel V.: *Cercetări asupra fabricării semicoxsului prin fluidizare*, Revista Metalurgia și construcția de mașini, 12, 1957, 19—24.

[7] Ionescu M. și Anghel V.: *Uscarea ligniților prin fluidizare*, Revista minelor, 12, 1957.

[8] Esayan L.: *Uscător de clorură de polivinil în strat fluidizat*, Revista de chimie, 10, 1956, 590—592.

[9] Leva M. și alții: *Calculul începutului fluidizării în straturile solide pulverulente*, Génie Chimique, 2, 1956, 33—42.

[10] Wicke E. și Brotz W.: *O propunere de nomenclatură pentru procedeele bazate pe fluidizare*, Ch. Ing. Technik, 2, 1952, 58—59.

[11] Suciu I.: *Fluidizarea*, Man. Ing. Chimist, Vol. IV, 1144, București 1954.

[12] Ullman F.: *Procedee de fluidizare a prafului*, Enciclopedia chimiei tehnice, vol. I, 1951, pag. 916.

[13] Charvat V. și Houdeck M.: *Bazele tehnice ale stratului fluidizat*, Paliva, 7—8, 1953, 162—166.

[14] Chwalibog H.: *Observații asupra cuptoarelor de prăjit pirită în strat fluidizat*, Przemysl Chemiczny, 3, 1957, 139—143 (traducere Industria chimică — caet selectiv, 1, 1958,).

[15] * * *: Trad. Bibl. Analelor romîno-sovietice, Seria tehnică Nr. 36, 1955.

[16] Fedorov I.: *Teoria și calculul procesului de uscare a cărbunilor* (capitolul uscarea în strat fluidizat), Moscova, 1955.

Cercetarea mișcării apelor freatice cu ajutorul izotopilor radioactivi și al ionilor trasori

În articolul apărut în primul număr al anului 1957, al revistei „Hidrológiai Közlöny" — Budapesta, cei doi autori, *Véssey Endre* și *Czerny Győző*, analizează diversele metode pentru determinarea direcției și a vitezei de mișcare a apelor freatice.

Se trec în revistă întîi metodele mai vechi ca:

1. *Metoda coloranților organici cu moleculă mică, fuxsina, eozina și fluoresceina.* Spre deosebire de alte tratate, autorii fixează decelabilitatea fluoresceinei la o diluție de numai 1 : 10 milioane.

Ei remarcă efectul adsorbant al solurilor organice, cu reacție acidă (humusuri, turbe etc.), asupra fluoresceinei.

2. *Întrebuințarea soluțiilor de* NaCl *și* NH_4Cl, *cu urmărirea ionului clor și a variației de concentrație a acestui ion*, este limitată de faptul că, frecvent, în deosebi în apropierea centrelor industriale, însăși apa freatică conține cloruri.

3. Dintre *metodele electrice* se citează cea a lui Thiem, care cuprinde forajul prealabil a trei puțuri de mică adîncime, căptușite cu burlane metalice. Soluția de ClNa este introdusă într-unul din foraje, în timp ce celelalte două sînt cuplate într-un circuit electric, de intensitate redusă. Sub influența soluției de sare au loc variații în conductibilitatea apei freatice, cu indicații asupra vectorilor: viteză și direcție. Se remarcă greșelile frecvente ce survin la transpunerea măsurătorilor într-un sistem de coordonate.

Metoda geoelectrică se aplică cu succes, în deosebi în zonele lipsite de clădiri. Ea constă în crearea în sol a unui cîmp potențial electric, influențat de prezența apei și a variației acestuia, în ce privește concentrația în clor. Se execută un singur foraj, în care se introduce ClNa, urmărind cu ajutorul electrozilor variațiile cîmpului electric înconjurător, care sub influența ionilor de clor, ce se mișcă o dată cu apa, se lungește în sensul direcției de curgere. Datele măsurătorilor sînt redate prin diagrame polare.

4. Ca o metodă particulară, autorii menționează și *indicarea prin însămînțări de colibacili.* Pe lîngă dezavantajul, că raza de propagare a infecțiilor cu bacterii este redusă față de capacitatea de propagare a substanțelor chimice, apele freatice conțin ele însele, frecvent, o floră variată de bacterii, a căror identificare este destul de dificilă. Se citează aplicarea acestei metode în India, pentru urmărirea propagării apelor provenite din latrine, în soluri nisipoase.

5. *Procedeul de indicare, cu ajutorul gazelor și în deosebi al amoniacului*, introdus sub formă de bule foarte fine în talpa unui foraj de indicare, a fost elaborat de „Biroul de Geodezie și Geotehnică" Budapesta. Natural că apa freatică poate să conțină ea însăși ioni de amoniac.

— Dintre metodele moderne de cercetare, autorii amintesc, în primul rînd, *urmărirea mișcării apelor subterane cu ajutorul izotopilor marcați, utilizați drept trasori.* Se relevă avantajul metodei, izotopii putînd fi identificați și în cantități infime, mai mici de 10^{-9} gr, fapt deosebit de important, în cazul terenurilor dure, cimentate.

Avînd în vedere că, în prezent, în R.P.U. încă nu există reactori atomici, izotopii se importă din U.R.S.S., prețul de cost al unei cantități de izotopi necesare unei experiențe nu întrece, însă, 400—500 forinți.

Izotopii radioactivi: Na^{24}, Cu^{64} și I^{131}, au fost întrebuințați la cercetarea alunecărilor de teren de la fabrica de cărămizi din Ujlak, la avarierea unor clădiri din str. Dohány și la măsurătorile curenților de apă subterană din str. Nyár — Budapesta.

Autorii relevă importanța protecției contra emanațiilor radioactive și a utilizării unui izotop, cu un timp de înjumătățire redus, astfel că activitatea izotopului să prezinte un pericol numai pe durata măsurătorilor.

Din acest punct de vedere, utilizarea izotopului I^{131}, cu timpul de înjumătățire: 8,02 zile, cu energie maximală: $\beta = 0{,}606$ MeV și $\gamma = 0{,}637$ MeV, ar prezenta condițiile cele mai avantajoase.

Măsurătorile de radioactivitate s-au făcut cu aparate sensibile (contoare Geiger Müller), confecționate în R.P.U. Cu conformație geometrică și cu protecție de cauciuc adecvată, tubul Geiger Müller poate fi coborît direct în gaura de foraj.

Între numărătorul de impulsuri și tubul G.M., se intercalează, în acest caz, un amplificator de impulsuri. Un

aparat portabil (cu greutate de 1,5 kg), dar mai puțin sensibil, îl reprezintă așa-zisul „rate meter", Typ G.K.4.

Deoarece scăderea activității este aproape proporțională cu diluarea coloanei de lichid din forajul indicator, din datele obținute se poate evalua cantitatea de substanță radioactivă care părăsește forajul sub influența mișcării apei freatice. De asemenea, se urmărește și în apa forajelor de observație, așezate în jurul forajului indicator, activitatea apei, spre a determina în care foraj apare întîi substanța radioactivă și a obține astfel date asupra vitezei și direcției de propagare a izotopilor.

Pentru a evita adsorbția iodului radioactiv, se adaugă, în prealabil, în forajul de indicare iodură de natriu inactivă.

Experiența cercetătorilor unguri, cu izotopi radioactivi întrebuințați ca trasori este încă la început și datele literaturii străine de specialitate, sporadice. Totuși, autorii articolului citează cazul cercetării originii apei unei oaze din deșertul Sudanului, de către C. S. Fox, cu clorură radioactivă de rubidiu, ($_{37}Rb^{86}$), cu radiații β și γ și un timp de înjumătățire de 19,5 zile. R. S. Archibald utilizează izotopi radioactivi la măsurarea vitezelor de curgere a apelor. Propunerea lui I. B. Groat, de a utiliza radiu, și-a găsit aplicație la măsurătorile vitezei de scurgere a apelor reziduale, ce se scurg în canalele subterane ale New York-ului (V. F. Hess și W. F. O. Connor).

Pentru indicarea debitului de 20—140 milioane litri apă scursă zilnic prin canalele New York-ului, a fost suficientă o cantitate de 1 m³ bromură de radiu.

— A doua metodă modernă și originală elaborată de către cercetătorii unguri constă în utilizarea unor ioni-trasori, care nu se găsesc în mod normal în sol sau sînt prezenți cel mult în urme. La alegerea ionilor-trasori s-a ținut cont ca acești ioni să poată fi identificați și urmăriți chiar la fața locului, în soluții foarte diluate, fără instalații costisitoare, rapid și ieftin și fără a necesita prezența unui chimist specialist. Dintre ionii (sub formă de săruri) întrebuințați experimental în diverse terenuri, cea mai largă aplicare și-au găsit :

Sulfatul de cupru ($CuSO_4.5H_2O$), cu o posibilitate de decelare de 0,01 mg/l Cu^{++}. Solubilitatea în apă rece 14,3%, în apă de 25°C de 18,73% și în apă caldă de 75,40%. Soluția are reacție acidă.

— *Sulfatul de zinc* ($ZnSO_4.7H_2O$), cu o solubilitate mai pronunțată decît cea a sulfatului de cupru și cu o posibilitate de decelare de 0,005 mg/l.

Soluția în urma hidrolizei are reacție acidă. 1 kg de sulfat de zinc este suficient pentru tratarea a 1,1 milioane litri apă. Nu se precipită în mediu alcalin.

— *Sulfatul de nichel* ($NiSO_4.7H_2O$), cu solubilitate între cea a sulfatului de cupru și cea a sulfatului de zinc.

Avantajul față de sulfatul de cupru este că nu precipită nici chiar din apele subterane cu reacții alcaline. 1 kg sulfat de nichel poate servi ca indicator pentru 6,6 milioane litri apă subterană.

— Se menționează un indicator des utilizat în trecut de către Uzinele Hidraulice din Budapesta : *„fluorura de natriu"*.

Pentru punerea în evidență a ionilor de cupru și de zinc, autorii recomandă utilizarea unei soluții de 0,001% de ditizinol (difeniltiocarbozon), în mediu de cloroform sau tetraclorură de carbon.

În prezența ionilor de cupru, soluția verde închis de ditizon devine violetă, în timp ce în prezența ionilor de zinc culoarea se schimbă în roșu.

Ionul de nichel este pus în evidență prin reacția cu dimetilglioxim, după metoda Ciugajev.

— Aplicarea ionilor-trasori a fost expusă pentru cazul urmăririi mișcării apelor freatice, cît și pentru identificarea originii unor ape ce invadează subsoluri de clădiri.

Metoda propusă de autori pentru determinarea direcției și vitezei de mișcare constă în primul rînd într-un foraj de prospecțiune a terenului (cu ø min = 55 mm), pentru determinarea profilului litologic. Acest foraj trebuie să conțină cel puțin 1 m coloană apă freatică. Sarea se alege în funcție de concentrația în hidrogen a apei. Se întrebuințează o sare care conține acel element-trasor care nu se găsește sau se găsește numai în urme, în apa analizată. Pentru ape cu *p*H alcalin se recomandă în general întrebuințarea zincului. Forajul de prospecțiune, căptușit cu burlane perforate, în cazul terenurilor necimentate, poate fi utilizat și ca foraj indicator, în apa căruia se adaugă sarea. Aceasta din urmă este coborită în foraj într-un sac de pînză, al cărui capăt de sus să fie acoperit de nivelul apei din foraj.

— Se adaugă 4 kg sare în terenuri nisipoase sau de pietriș și 5—6 kg sare în terenuri cimentate. În cazul solurilor cu reacție acidă (humusuri, turbe etc.), al argilelor și al apelor ce traversează zgură sau beton, aceste cantități se dublează prin repetarea operației. Forajele de observare (4—5 la număr), în care se urmărește apariția ionului de sare, sînt așezate în jurul forajului indicator, pe o circumferință de 3—3,5 m, în cazul nisipurilor nămoloase și al nămolurilor și la 5 m distanță pentru solurile de nisip sau pietriș.

Probele se analizează din 2 în 2 sau 4 în 4 ore, evitînd utilizarea unor recipiente metalice la recoltatul probelor și la analize.

Din timpul scurs între introducerea sării în forajul de indicare și identificarea elementului-trasor într-unul din forajele de observare, se deduce viteza de propagare a curentului de apă. În cazul solurilor poroase, trebuie ținut cont, drept factor de corecție, și de viteza de difuzare a ionilor.

Autorii citează experiența reprezentată în fig. 1. Ionii introduși în forajul de indicare au parcurs distanța *a* datorită difuziunii și *b* datorită curentului de apă. Indicatorul a apărut întîi în forajul *2*, apoi în *3*, și după un timp indelungat în forajul *1*, fără să fi apărut în forajele *4* sau *5*. De aici rezultă direcția de curgere, care trece între forajele *2* și *3* (fig. 1). Autorii menționează ineficacitatea metodei în cazul circulației apelor prin canale subterane, sinuoase.

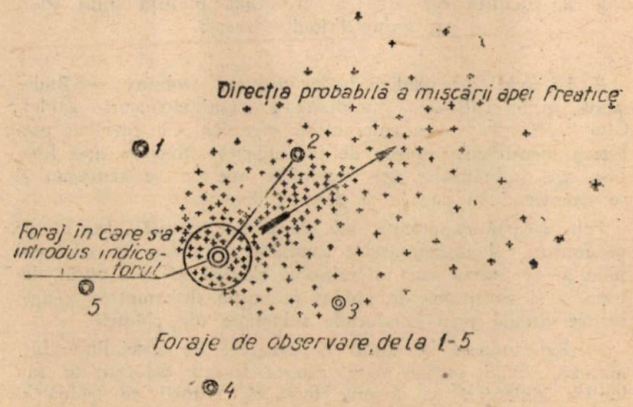


Fig. 1. Propagarea ionilor indicatori în ape subterane prin curentul de apă subterană și prin difuziune.

— Identificarea proveniență apelor, cu ajutorul elementelor-trasoare (neradioactive), este exemplificată prin :

1. Identificarea proveniență apei ce invada planșeul de beton al pivniței unei magazii de cereale, cu capacitatea de 600 vagoane.

Nu s-a putut identifica dacă apa provine din defectele conductelor îngropate, din neetanșeitatea betoanelor sau alte defecte de izolare.

Fig. 2 arată schema și profilul clădirii, cu locul celor 5 foraje de cîte 6 m adîncime, situate după presupusa direcție de curgere a apei freatice. Nivelul apei din solul înconjurător a fost numai cu 15 cm mai ridicat decît nivelul apei din pivnița clădirii. Analizele chimice comparative nu au dus la rezultate concludente, dat fiind transformările chimice suferite de apele ce se infiltrează prin ziduri de beton. În foraje s-au introdus cîte 4 kg sulfat de cupru industrial, analizînd din 3 în 3 ore apa strînsă în rigolele de colectare ale pivniței. După o zi și jumătate, ionul de cupru a fost identificat în apa pivniței ca indiciu sigur că

apa provenea din exterior, probabil prin degradarea rosturilor de dilatație sau datorită altor deficiențe de izolare, deoarece, în cazul unei izolări corespunzătoare, apa nu putea pătrunde prin plăcile groase de beton.

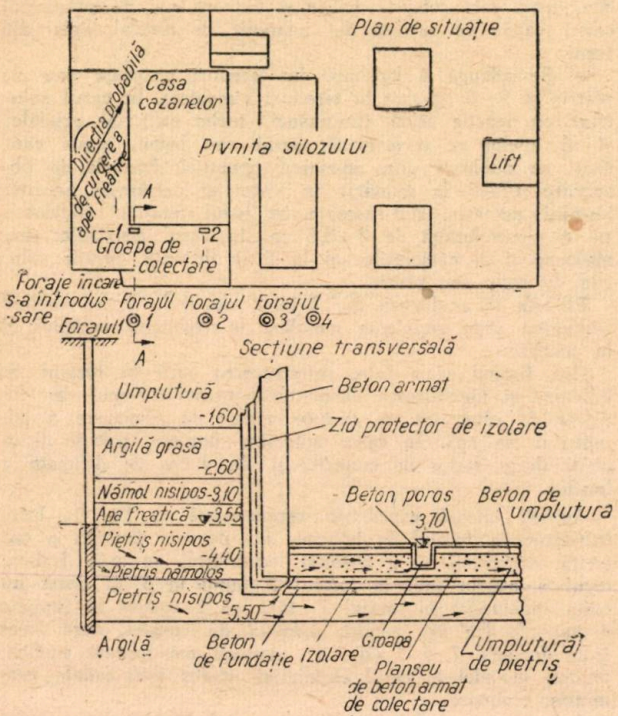


Fig. 2. Identificarea apei ce invadează pivnița unui siloz, cu ajutorul ionilor-trasori.

2. La avarierea clădirii băilor din str. Dohány — Budapesta, prin utilizarea simultană a ionilor-trasori Zn^{++}, Cu^{++}, Ni^{++} și a coloranților organici, s-a rezolvat problema identificării apelor de proveniențe diferite : ape freatice, ape industriale, ape reziduale, ape ce se scurgeau și se amestecau în canale și drenuri diverse.

Prin această experiență, s-a identificat traseul, pînă atunci necunoscut, al numeroaselor conducte subterane ce se apropiau și se încrucișau în subsolul clădirii și s-a putut determina și cantitatea de apă și proporția de amestec a apelor ce circulă prin conductele subterane ale clădirii.

— Referindu-se la faptul că literatura de specialitate furnizează numai puține date asupra fixării coloranților sau ionilor indicatori în diverse terenuri, autorii se ocupă și de problema adsorbției indicatorilor și, în deosebi, a adsorbției polare a ionilor de zinc și cupru care sînt fixați de adsorbanți negativi.

Gradul adsorbției este în funcție de suprafața granulelor, de structura solului și de viteza și temperatura apei care circulă prin sol. Este influențat și de conținutul total de ioni al fazei lichide și, în deosebi, de concentrația ionului de hidrogen în apa subterană.

Încercările au fost făcute, în prima etapă, prin filtrarea unor soluții cu ioni de cupru și de zinc, prin probe neturburate de nisip (h = 8,6 cm ; ø = 5 cm), extrase din cariera de la Rákos. Acest nisip are o granulație relativ uniformă (ø = 0,2 mm), coeficientul de permeabilitate : $k = 2{,}04 \times 10$ cm/s, conținutul în material organic = 1,46%, apa legată = 0,6%, pierderea la incandescență (t = 600°C) de 2,08% și conținutul de $Ca\,CO_3$ = 4,2% ; pH obținut prin spălarea nisipului = 6,9. Conținutul natural în apă = 9,5%. Carotele au fost extrase de la —0,50 m. Soluțiile întrebuințate au avut un conținut de circa 2000 mg/l ioni metalici.

Primii 100 m³ filtrați prin nisip conțineau numai 2 mg/l ioni de cupru, dar 1053 mg/l ioni de zinc. O mare parte din ionii de cupru a fost deci adsorbită de teren. La trecerea celei de-a doua doze de 100 m³, a rămas fixată o cantitate mult mai mică de ioni de cupru și de zinc.

La proba a șasea, soluția a trecut prin nisip fără să fi fost reținută vreo cantitate de cupru, în timp ce, în cazul zincului, se constată persistența unei adsorbții reduse.

— Deoarece în aceste experiențe, pe probe neturburate, soluția ajungea în contact numai cu o anumită porțiune a suprafeței granulare, pentru a obține date mai exacte s-au executat o serie de experiențe asupra diverselor tipuri de sol : argile, argile cu acizi humici, loess, nisipuri, turbe, cărbune brun, după cum și asupra unor materiale de construcții : beton, beton de zgură, mortar de var etc. 10—30 g din aceste materiale au fost agitate mecanic cu 100—300 m³ soluție, la temperatura camerei, timp de o oră, după care filtratul a fost analizat pentru Cu^{++} și Zn^{++}, iar rezultatele au fost transformate pentru sol uscat la 105°C.

Din aceste analize rezultă că terenurile cu conținut de acizi au o putere de adsorbție mare, din cauza capacității de schimbare a ionilor, a acidului humic. Nămolurile și argilele au, de asemenea, putere adsorbantă ; între materialele de construcție se menționează : betonul și zgura. Metoda sus-amintită dă valori teoretice de „adsorbție maximă", care în realitate rămîn mult mai reduse.

Experiențele lui Kovács A. cu substanțe humice au dus la stabilirea următoarei serii, privind capacitatea de adsorbție, care crește cu valența și greutatea atomică :

$$Ag^{+};\ Ni^{++};\ Co^{++};\ Fe^{+++};\ Th^{++++};\ Cu^{++};\ Ba^{++};$$
$$Pb^{++};\ eUo_2^{++};$$

Din rezultatele experiențelor proprii, autorii plasează ionul de Zn^{++} între cel de cobalt și cel de nichel.

Ca rezultat practic al acestor experiențe, autorii deduc cantitățile necesare de sare indicatoare, și anume :

— Terenurile din care pentru 1 g teren uscat ionii adsorbiți de cupru rămîn sub 6 mg/g necesită o cantitate de sare indicatoare de 4—6 kg. Pentru terenuri cu adsorbție între 6—8 mg/g, cantitatea se dublează, iar peste 8 mg/g, rezultatele experimentale nu mai sînt valabile.

Aceste cantități se referă la cazul forajelor de observație așezate la 3—5 m distanță de forajul indicator ; pentru distanțe mai mari, cantitatea de sare indicatoare trebuie mărită.

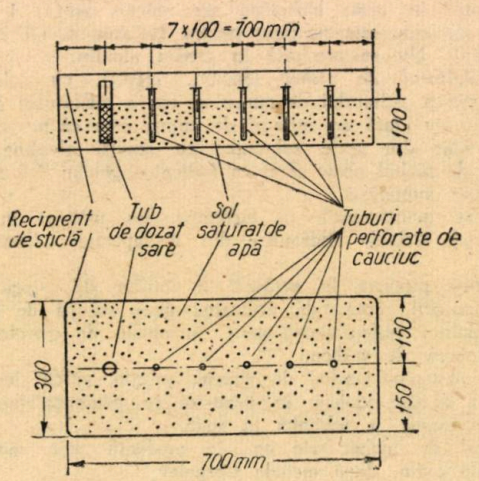


Fig. 3. Recipient de sticlă cu accesorii, utilizat la determinarea vitezei de difuziune.

În ultimul capitol al articolului, autorii analizează mișcarea ionilor introduși în apa subterană sub acțiunea celor doi factori : mișcarea curentului de apă subterană și puterea de difuziune.

Experiențe asupra difuziunii au fost executate într-un recipient de sticlă (fig. 3). Soluția de sulfat de Cu (cal-

culată astfel ca întreaga cantitate de apă din recipient să conțină cca. 2000 mg/l Cu++) a fost introdusă printr-un tub din vergele de lemn, cu ø — 3 cm. Mișcarea ionilor a fost urmărită prin cele 5 tuburi de cauciuc perforate (ø int = 1 cm), situate din 10 în 10 cm, în recipient. Suprafața tuburilor este înconjurată de tifon. Recipientul a fost umplut pînă la 10 cm înălțime cu probe bine îndesate de teren, uscate la aer și saturate cu apă obișnuită (de robinet), pînă ce apa se apropia la o distanță de 2—3 mm de suprafața netezită a probei. Au fost făcute experiențe cu nisip din cariera Rákos și cu pietriș ciuruit de Dunăre, cu ø = 0—2 mm, apoi cu ø = 2—5 mm și, în sfîrșit, cu ø = 5 — 20 mm.

Experiențele s-au efectuat pentru o temperatură a apei și a solului de 20°C. Analizele calitative ale soluției ce

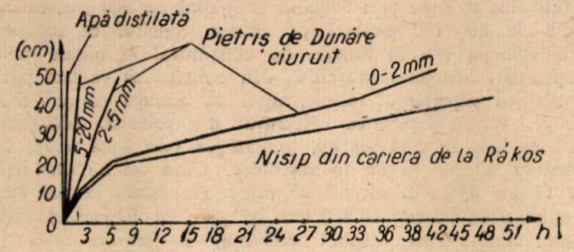


Fig. 4. Curbele de difuziune ale ionilor de cupru în nisip, pietriș ciuruit și apă distilată.

apărea în tuburile de cauciuc au fost efectuate prin micrometode.

Comparativ, s-a observat fenomenul de difuziune a ionilor și într-un strat de 10 cm grosime de apă distilată (21 l).

În nisipul de la Rákos, parcurgerea primelor 10 cm s-a efectuat în 2 h, 10 min, în pietrișul de Dunăre cu granule mai mari în 40 min, iar în apă distilată în 5 min. Următorii 10 cm au fost parcurși în nisipul de la Rákos într-un timp dublu, indicînd că variația vitezei nu este numai o funcție a structurii granulare, ci și a concentrației soluției utilizate.

Rezultatele experienței sînt concretizate în graficele din fig. 4 și au dus la următoarele concluzii privind difuziunea ionilor de cupru :

1. *Viteza de mișcare (difuziune) scade o dată cu creșterea suprafeței specifice a terenului.*

2. *Viteza de mișcare (difuziune) a ionilor crește cu concentrația,* fiind în consecință mai mare în apropierea punctului de introducere a sării indicatoare, decît la o distanță oricare de aceasta.

3. *Viteza de difuziune, raportată la valorile practice ale vitezei curentului subteran, are o valoare mai importantă, numai în cazul terenurilor cu porozitate mai accentuată* și, ca atare, în mod practic, corecția datorită difuziunii nu trebuie aplicată. În terenuri de pietriș cu granule, cu ø=3—10 mm, această viteză este cuprinsă între 10^{-2} — 10^{-3} cm/sec.

Recenzor : R. MOLNAR AMĂRĂSCU

Comunicări ICEMIN

Aplicarea rășinilor schimbătoare de ioni la analiza sulfului din minereuri prin metoda Lunge

Ing. M. Ionescu, A. Demetrescu și Ecaterina Mitran

Folosirea controlului analitic pentru urmărirea calității producției și descoperirea de noi rezerve în industria extractivă capătă din ce în ce mai multă importanță.

Pentru ca acest control să fie eficient, laboratoarele exploatărilor și ale institutelor direct legate de industria extractivă trebuie să folosească metode de analiză precise, rapide și cu un preț de cost cît mai scăzut. Actualmente, numărul mare de analize, necesar industriei extractive, face ca lucrările acestor laboratoare să capete aspectul unor lucrări de serie, iar factorii precizie și preț de cost să se neglijeze în folosul factorului rapiditate.

Din această cauză chimiștii care lucrează în acest domeniu de activitate au o sarcină permanentă în îmbunătățirea metodelor existente de analiză și aplicarea unor metode noi, prin adaptarea ultimelor lucrări apărute în literatura de specialitate.

Pe această linie se încadrează metoda descrisă în cadrul articolului, de aplicare a rășinilor schimbătoare de ioni la analiza sulfului din minereuri, prin metoda Lunge.

Considerații teoretice

Rășinile schimbătoare de ioni sînt substanțe care au proprietatea de a interschimba anumiți ioni aflați în structura lor cristalină, sub formă funcțională sau atașați la suprafața lor, cu ionii din soluția cu care rășina vine în contact.

În cazul unei rășine de tip cationit (care se folosește în lucrarea noastră), reacția de schimb este dată de ecuația

$$RH + XMe = RMe + XH ;$$

atunci cînd rășina și-a interschimbat toți ionii conform ecuației :

$$RMe + ClH = RH + ClMe$$

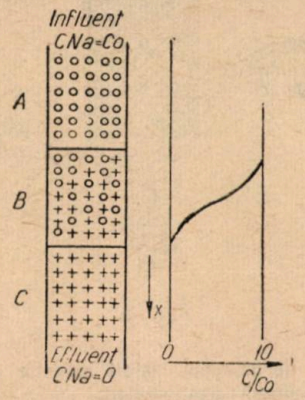


Fig. 1.

se poate regenera, ajungîndu-se iar la starea inițială, fără a suferi întru nimic capacitatea de schimb a rășinii. Asemenea regenerări se pot face pînă la 2000 ori.

Experimental, se constată că prin trecerea unei soluții într-o coloană cu rășină tip cationit, conținutul în cantioni

al soluției se micșorează treptat de la zona superioară către zona inferioară, ajungînd ca, concentrația efluentului să fie egală cu 0. În diversele zone ale coloanei, concentrația va fi în funcție de distanța de la capătul coloanei la zona respectivă.

De asemenea, se constată că saturarea rășinii cu ionii din soluție se face tot de la partea superioară către partea inferioară a coloanei, ajungîndu-se la un moment dat, ca puterea schimbătoare a coloanei să fie egală cu zero și concentrația efluentului să fie egală cu a influentului.

În general, raportul între concentrația influentului și a efluentului este în funcție de o serie de factori, cum sînt : *p*H soluției, volumul influentului, concentrația și compoziția influentului, viteza fluxului, temperatura, nivelul regenerării coloanei și numărul de regenerări.

Trebuie ținut seama de toți acești factori pentru a ajunge la o separare totală a cationilor din soluție, prin trecerea peste rășină.

Aplicarea rășinilor schimbătoare de ioni la dozarea sulfului după Lunge constă tocmai în îndepărtarea metalelor grele din soluția în care trebuie precipitat sulful, prin trecerea soluției peste schimbătorul de ioni (cationit). Se elimină astfel, dubla precipitare cu amoniac și toate operațiile necesare eliminării metalelor grele din soluție.

Utilajul necesar

Operația de interschimb ionic între rășină și soluție se face în coloane cu rășina schimbătoare de ioni tip cationit-polimer metilen fenolic sulfonat.

Coloana este formată dintr-un tub de sticlă cu diametrul de 3 cm, alungit la un capăt pînă la diametrul de 0,5 cm. La acest capăt se conexează prin intermediul unui tub de cauciuc de 5 cm un tub de sticlă cu $\emptyset = 0{,}6$ cm și lungimea de 5 cm. La tubul de cauciuc se fixează o clemă Hoffman, avînd rolul de a permite sau opri scurgerea lichidului din coloană. În partea inferioară a coloanei se pune un strat de 2—3 cm vată de sticlă, care constituie suportul rășinii schimbătoare de ioni, apoi 25—30 g rășină și apoi încă un strat de 2—3 cm vată de sticlă.

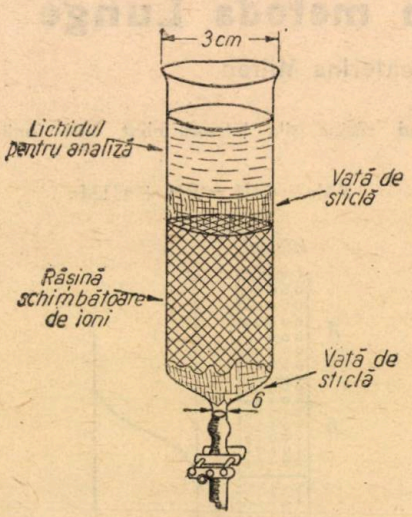


Fig. 2.

Spațiul liber de deasupra rășinii servește pentru umplerea lui cu soluția supusă decationizării.

Rășina înainte de a fi pusă în coloană se lasă să se umfle timp de 24 ore în apă. După aducerea ei în coloană, se tratează succesiv cu 300 cm HCl 6—10%, apoi cu 300 cm apă distilată, avînd grijă ca trecerea să se facă cu viteză mică (80—120 picături pe minut), iar nivelul superior al rășinii să rămînă totdeauna acoperit cu lichid.

Ultima porțiune de apă distilată se scurge pînă la nivelul superior al rășinii.

Operația de spălare a rășinii în coloana cu HCl și apă se face totdeauna înaintea trecerii unei noi probe și are rolul de a regenera coloana.

Coloana astfel pregătită este gata de a intra în lucru.

Modul de lucru

Materialul (minereul) supus analizei se dezagregă după Lunge cu amestec oxidant și Br.

Reziduul rămas după dezagregare este tratat cu 50 cm³ HCl 0,3 *N*, concentrație stabilită experimental drept cea mai favorabilă, se fierbe și în caz de dizolvare grea a reziduului (săruri de mangan) se adaugă 5—6 picături perhidrol în soluție fierbinte, se filtrează pe hîrtie cu bandă albă și se spală filtrul de 5—6 ori, cu apă distilată fierbinte.

Filtratul se trece prin coloana pregătită ca mai sus, cu un debit de 80—120 picături pe minut (debitul de scurgere prin coloană este în funcție de conținutul în metale grele al probei). Scurgerea lichidului din coloană se va face pînă la nivelul superior al rășinii, apoi se adaugă 25 cm³ HCl 0,1 *N*, pentru deplasarea lichidului din coloană. Adăugarea HCl se face în vînă subțire, pentru ca cele două soluții de densități diferite să nu se amestece. Cînd cei 25 cm³ HCl 0,1 *N* au ajuns la nivelul superior al rășinii, se mai face o spălare cu 50 cm³ HCl 0,1 *N* și apoi cu 50 cm³ apă distilată. La spălare, debitul coloanei se mărește pînă la 150—180 picături pe minut.

Cele două spălări cu HCl 0,1 *N* și apă sînt suficiente pentru trecerea totală a soluției și, în consecință, a tot anionului SO_4^{--} în paharul de colectare a soluției fără a fi necesar să se golească complet coloana de lichid.

Deci, la ultima spălare cu apă se va lăsa lichid în coloană pînă la nivelul superior al rășinii.

În soluția din pahar se precipită ionul SO_4^{--} cu $BaCl_2$ și analiza se continuă exact după metoda Lunge.

Date experimentale

În laboratoarele ICEMIN, metoda preconizată a fost experimentată pe diferite tipuri de minereuri și pe produse obținute la prepararea minereurilor. Experimentările s-au făcut în condițiile adăugării de fier pentru mărirea cantității de metale grele, paralel făcîndu-se îndepărtarea metalelor grele prin coloană și prin dubla precipitare cu amoniac.

Rezultatele obținute sînt trecute în tabelele 1 și 2.

Examinînd cele două tabele, se constată că :

— erorile de analiză prin aplicarea coloanei cu schimbători de ioni nu depășesc limitele analitice cerute în executarea repetată a unei analize de sulf, nici între ele și nici față de dozarea clasică a sulfului după Lurge ;

Tabela 1

Îndepărtarea metalelor

Prin coloană, S%		Prin dublă *pp* cu NH_4OH, S%	± față clasic
Concentrat	15,36	15,31	+ 0,05
Steril	0,618	0,60	+ 0,02
Concentrat	13,99	13,77	+ 0,22
Steril	0,579	0,61	— 0,03
Concentrat	13,43	13,36	+ 0,07
Steril	0,65	0,61	+ 0,04

— variația conținutului de metale grele nu influențează dozarea, extragerea metalelor grele făcîndu-se complet prin trecerea peste rășina schimbătoare de ioni — lucru constatat și prin reacții specifice executate asupra efluentului.

Ținînd seama de cele arătate, modificarea de metodă propusă prezintă următoarele avantaje :

— ușurează lucrul prin simplitate, eleganță și îndepărtarea completă a amoniacului ;

Tabela 2

Minereu în lucru, g	Fe g: Fe+Fe adăugat	Fe % prin coloană	S% prin coloană	S% clasic	±%
Concentrat :					
0,40804	0,05046	5,00	10,94	11,01	−0,07
0,40804	0,10092	11,02	11,01	11,01	0,00
0,40804	0,15138	16,08	11,03	11,01	+0,02
0,40804	0,20184	22,40	11,06	11,01	+0,04
0,4117	0,25230	28.00	10,93	11,01	−0,08
0,4117	0,30276	33,60	10,95	11,01	−0,06
0,4117	0,35322	39,20	10,99	11,01	−0,02
0,4117	0,40368	44,80	11,02	11,01	+0,01
Steril :					
0,8722	0,07594	8,70	1,08	1,07	+0,01
0,8722	0,12640	14,49	1,06	1,07	−0,01
0,8722	0,17686	20,27	1,06	1,07	−0,01
0,8722	0,22732	26,06	1,06	1,07	−0,01
0,8345	0,27610	33,08	1,06	1,07	−0,01
0,8345	0,32656	40,33	1,06	1,07	−0,01
0,8345	0,37702	45,17	1,01	1,07	−0,01
0,8345	0,42748	51,22	1,07	1,07	+0,10

— scurtează timpul de lucru, operația de trecere prin coloană a soluției care conține ionul SO_4^{--} durînd 15 minute.

— evită atmosfera toxică din laboratoare, datorită nefolosirii amoniacului la cald și în cantitate mare.

BIBLIOGRAFIE

Samuelson O.: *Primenenie ionovo obmena v analiticeskoi himii*, Izdonie inostrannoi literaturi, Moscova, 1955, p. 153—156.

Documentare

K. Ugor: **Reculul ciocanelor pneumatice din punct de vedere fiziologic și mecanic**, Uhli, 8 (1958), nr. 1 (ianuarie), pag. 9—17.

Șocurile și vibrațiile, care apar în cursul funcționării ciocanelor pneumatice exercită o acțiune defavorabilă asupra organismului omenesc, mai ales asupra organelor de lucru. Articolul dă caracteristica igienică a lucrului cu ciocanele de abataj, mecanismul producerii reculului, dependența între presiunea dezvoltată pe maneta ciocanului și recul, proprietățile mecanice ale pieptului muncitorului, în cazul lucrului cu ciocane de abataj și metodele de mînuirea reculului. În încheiere se descrie ciocanul de abataj perfecționat, tip Houhince, prevăzut cu un dispozitiv care amortizează reculul.

O. D. Karbelasvili și V. S. Ivanov: **Modernizarea lucrărilor de împușcare-perforare la exploatarea filoanelor subțiri**, Gornîi Jurnal, 133 (1958), nr. 1 (ian.), pag. 35—37.

Autorii arată că în cazul exploatării filoanelor subțiri cu abataj selectiv al minereului, pentru reducerea acțiunii forței de rupere a explozivului asupra rocilor înconjurătoare, trebuie să se folosească cartușe cu diametru de maximum 22 mm. Folosirea acestor cartușe permite reducerea diluției minereului și reduce aproape la jumătate consumul de explozivi.

Reducerea diametrului găurilor de mînă pînă la 26 mm mărește de trei ori productivitatea perforării și reduce foarte mult consumul de oțel și aliaje dure. În acest sens, se face recomandarea ca industria în viitorul apropiat să fabrice cartușe cu diametrul de 22 și 27 mm, în greutăți de 100 și 150 grame.

B. I. Konograi: **Căile reducerii zgomotului la perforare**, Gornîi Jurnal, 133 (1958), nr. 1 (ian.), pag. 61—66.

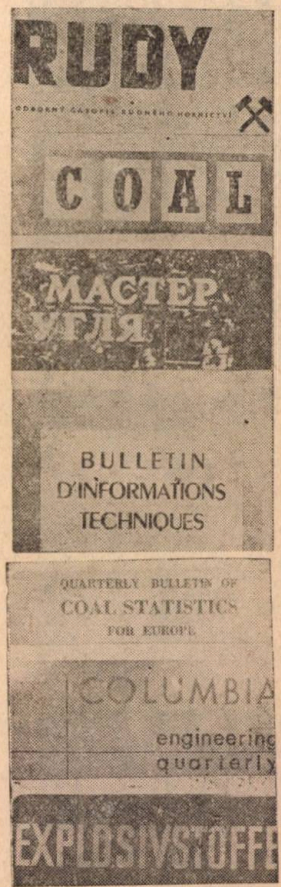
Zgomotul crește o dată cu mărirea frecvenței loviturilor și a consumului de aer comprimat și se poate afirma și ca urmare a creșterii presiunii aerului comprimat. O influență deosebită asupra mărimii zgomotului o au și vibrațiile porțiunii de sfredel ce nu intră în gaura de mină. Prin reducerea acestei lungimi de la 1,3 la 0,3 m se reduce și nivelul zgomotului cu 4 decibeli.

Pentru combaterea influenței dăunătoare a zgomotului, se propune folosirea a diferite surdine, care permit cele mai bune reduceri la sunetele cu frecvențe de 300—4 000 Hz.

Zgomotul produs de vibrarea sfredelului atinge 109—133 decibeli și se poate reduce prin metoda înăbușirii vibrațiilor, prin diferite dispozitive și în special a tijelor de sfredel de construcție specială ce face puțin zgomot și care permit reducerea volumului zgomotului de 5,5 ori.

Kusenskii S. N.: **Transportul fără șină în subteran**, Gornîi Jurnal, 133 (1958), nr. 1 (ian.), pag. 44—51.

Cel mai răspîndit mijloc de transport auto este automobilul cu capacitatea de 12—20 t pe pneuri, rezolvînd transportul din abataj



DOCUMENTARE

pînă în galeriile principale sau prin galeriile principale. Caracteristic este faptul că acest mijloc de transport şi-a dovedit eficacitatea şi pentru lucrările de înaintare.

Vagonetele automotoare cu dispozitiv de încărcare prin transportor cu raclete, acţionat cu acumulatoare, sau Diesel cu capacitate de pînă la 20 t. Roţile sînt din cauciuc cu renuri speciale ce permit tracţiunea în condiţiile din mină. Presiunea aerului în roţi este de 7 at, iar uneori acestea se umplu cu apă, fapt care permite dublarea duratei de serviciu.

Pentru minele ce folosesc transportul auto s-au construit şi utilaje speciale ca autocamioane pentru transportul muncitorilor, camioane auto pentru transportul explozivilor sau montarea susţinerii ancorate.

Folosirea transportului auto impune şi o trasare particulară a lucrărilor miniere. În primul rînd racordările se fac la 130°.

O noutate interesantă o constituie faptul că în anul 1956 s-a deschis în Colorado o mină experimentală, unde exploatarea şisturilor combustibile se face în subteran, folosind utilaj specific carierelor. Deschiderea se face prin galerii de coastă, din care se deschid abatajele cu înălţimi de 7,5 m şi lăţimi de 18 m. Sub acestea se deschide cea de a doua treaptă cu înălţimea de 7 m, după care se deschide a treia treaptă tot de 7 m înălţime. Forajul se execută cu sondeze, încărcarea cu excavatoare de 2,3 m³, iar transportul cu autocamioane culbutante. Acelaşi mod de exploatare denumit în carieră subterană se aplică şi la exploatarea rocamentului de calcar de la Barbeton (S.U.A.).

M. N. Markus: **Căile îmbunătăţirii tehnologiei tăierii hidromecanizate a cărbunilor** Ugoli, 33 (1958), nr. 1 (ianuarie), 4—5.

Căile de îmbunătăţire a tehnologiei tăierii hidromecanizate trebuie să mărească maniabilitatea operaţiei de tăiere şi s-o simplifice. De asemenea, trecerea la tăiere prin procedeul mecano-hidraulic şi la afinarea prin explozie a cărbunilor tari precum şi prin detaşare hidraulică sînt tot atîtea căi prin care hidromecanizarea tinde spre generalizare.

În continuare, autorul precizează că o perfecţionare se poate aduce şi prin alegerea utilajului de calcul în care scop prezintă o metodă simplificată de calcul al instalaţiei de hidromecanizare.

M. E. Muhin, L. A. Mamsurov şi D. I. Rafienko: **Tăierea minereului cu găuri de mic diametru la exploatarea filoanelor,** Gornîi Jurnal, 133 (1958), nr. 1 (ian.), pag. 32—34.

Autorii arată că în funcţie de natura rocii şi de tipul perforatorului, viteza de forare cu tăiş în deltă simplă de 25—30 mm faţă de cea cu diametru de 46 mm creşte de 1,7—2 ori.

Trecerea la găuri de mină cu diametru redus (32—34 mm) face posibilă mărirea productivităţii muncii la exploatarea filoanelor subţiri de cel puţin 1,5 ori, măreşte intensitatea exploatării şi reduce diluarea minereului. Găurile cu diametru redus permit reducerea cu 40—70% a consumului de aer comprimat şi totodată a consumului de exploziv şi aliaje dure.

Folosirea explozivilor puternici (amonită de stîncă VA—4 şi altele) permite folosirea cu o eficacitate mărită a găurilor de diametru redus. În acest scop este necesară realizarea explozivilor în cartuşe de 22 mm pentru ca diametrul maxim de forare să fie de 26 mm.

*** : **Conferinţa tehnico-ştiinţifică asupra exploatării hidraulice a cărbunelui din octombrie 1957** Ugoli, 33 (1958), nr. 1 (ian.), 46—47.

În octombrie 1957 s-a ţinut la Stalino, în U.R.S.S. conferinţa tehnico-ştiinţifică asupra exploatării hidraulice a cărbunilor. La conferinţă au participat reprezentanţi din R. P. Chineză, R. D. Germană, R. P. Polonă şi R. Cehoslovacă.

Principalul scop al conferinţei a fost să sintetizeze experienţa acumulată de diferite institute şi organizaţii din U.R.S.S. în domeniul introducerii şi modernizării extracţiei hidraulice subterane a cărbunelui.

Conferinţa a lucrat în şase secţii, şi anume: minieră, dezagregarea cărbunelui şi rocilor, transport hidraulic, economică şi proiectare, preparare şi asecare şi măsuri pentru exploatarea hidraulică. În cadrul acestor secţii s-au prezentat 50 de referate.

În concluziile plenarei conferinţei s-a stabilit un program general al dezvoltării şi perfecţionării procedeului hidraulic de extracţie hidraulică. Totodată s-a hotărît ca lucrările conferinţei să fie tipărite într-un mare tiraj.

Mekkel A. S.: **Perspectiva dezvoltării hidromecanizării în Kuzbass,** Ugoli, 33 (1958), nr. 1 (ianuarie), pag. 6—8.

Autorul compară două exploatări carbonifere din acelaşi bazin, din Kuzbass, una cu exploatarea normală şi cealaltă cu exploatarea hidromecanizată. În acest caz principalii indici ai exploatării se îmbunătăţesc după cum urmează: productivitatea pe metru de front creşte de 2—2,8 ori, productivitatea muncii în abataj creşte de 2—3,6 ori, iar pe mină de 1,1—1,6 ori. Preţul de cost al producţiei se reduce, în general, cu 15—10%, datorită în primul rînd reducerii fondului de salarii cu 21—10%. Totuşi, pierderile de cărbune se măresc în cazul exploatării hidromecanizate, ajungînd uneori la de trei ori cele realizate la o exploatare obişnuită.

Datorită investiţiilor reduse necesitate de punerea în funcţiune a unei exploatări hidromecanizate, de 1,8 ori mai reduse decît o exploatare normală, se consideră necesară extinderea acestui mod de exploatare în Kuzbass.

MAGYAR ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1883

Osipov N. S.: **Despre noile metode de exploatare,** Ugoli 33 (1958), nr. 1 (ianuarie), pag. 11—13.

Se analizează posibilitatea trecerii la exploatarea cu front scurt, din punct de vedere al combaterii emanaţiilor de metan. Pornind de la faptul bine dovedit că în cazul exploatării stratelor metanoase degazările de metan în atmosferă sînt mai mari la fronturile scurte decît la cele lungi, autorul consideră că pentru astfel de zăcăminte exploatarea cu front scurt nu va da rezultate decît după o prealabilă degazare.

H. G. Riedel, J. Shenkmüller şi K. H. Mergold: **Stadiul actual al dezvoltării şi tratării apelor reziduale în industria carboniferă,** Bergbautehnik 8 (1958), nr. 1 (ian.), pag. 13—24.

In continuarea articolelor care tratau aceste probleme în cadrul anului 1957, se dă o scurtă caracterizare a procesului de purificare secundară, prin prealabila fenczare a apelor reactive. Se dau date asupra investiţiilor, cheltuielilor de energie şi a efectului de purificare.

S. Hrabe: **Caracteristicile sfredelelor la diferitele procedee de perforare şi regimul de tensiuni în sfredelele perforării bivro-percutante,** Rudy 5 (1958), nr. 1 (ianuarie), pag. 9—14.

Autorul analizează mecanica sfredelului în perforarea percutantă rotativă şi vibro-percutantă, bazele teoretice sub raportul solicitărilor mecanice de scurtă durată asupra tăişului, solicitări care cresc cu presiunea, modificarea direcţiei loviturii cu ajutorul aşanumitei lovituri de rotire. Autorul prezintă proiectul bancului de încercare pentru studierea parametrilor perforării rocilor dure.

K. Dziunikowski: **Gazificare subterană,** Przeglad Gorniczy (1957), nr. 9 (septembrie).

In Republica Populară Polonă s-au efectuat două experienţe de gazificare subterană a cărbunilor, folosind oxigen, permiţînd obţinerea continuă a unui gaz cu o înaltă putere calorică şi cu peste 70% capacitate chimică. Analiza modului de ardere arată că acesta s-a produs în jurul găurilor de sondă în lungul culcuşului stratului formînd o excavaţie largă de 1,8 m.

Stratul de cărbune are o grosime de 0,9—1,2 m şi a impus folosirea a cca 190 m^3 oxigen/oră.

Rezultatele obţinute dovedesc eficacitatea acestei metode faţă de cea cu gazificare pe front lung.

P. Kvapil: **In problema cercetării presiunii rocilor,** In Archimon Gornictiva, II (1957), nr. 4, pag. 201—222.

Principala problemă de mecanică a rocilor este determinarea caracteristicilor mecanice, în primul rînd, a elasticităţii şi rezistenţei.

Dorind să cercetăm rezistenţa şi ruperea rocilor trebuie să creăm acele condiţii care există şi în stare naturală, cu alte cuvinte rocile trebuie să se găsească în masiv, ca material continuu şi nelimitat cu o stare de tensiuni tridimensionale. Ţinînd seama de starea de tensiuni dintr-un masiv nederanjat şi de asemenea de influenţa timpului, se pot deosebi trei tipuri de dezagregări ale rocii, fiecare avînd caracteristici proprii:

A. Dezagregare datorită formării fisurilor.

B. Dezagregare datorită sfărîmării.

C. Dezagregare datorită deformaţiilor plastice.

In prima categorie se întîlnesc rocile din acoperiş sau din pereţii lucrărilor miniere. La cercetarea rocilor din această grupă epruvetele trebuie să fie cubice sau cilindrice. Dezagregarea de acest fel se caracterizează prin viteza de creştere a tensiunilor: deformaţia se produce cu aceeaşi viteză ca şi tensiunile şi de faptul că proba limitată de mai multe suprafeţe nu suferă influenţa aceloraşi faciori ca şi cum ar fi în masiv.

La dezagregarea prin sfărîmare viteza de creştere a tensiunilor este mai mare ca aceea de deformare (cazul loviturilor de coperiş).

Al treilea tip de dezagregare se produce la masivele de roci.

Cum dezagregarea rocilor este transformarea energiei potenţiale în lucru mecanic în timpul stării de tensiune sub limita de elasticitate sau a acumulării de energie deasupra acestei limite sau în trecerea energiei potenţiale în alte feluri de energie.

A. Riman: **Analiza capacităţii de producţie a minelor** Uhli, 8 (1958), nr. 1 (ianuarie), pag. 18—23.

Autorul arată că rezultatul unei munci tehnice bine gîndite şi convenabil organizate este o exploatare sigură şi economică, care este în funcţie de productivitatea muncii. Autorul îşi propune să demonstreze că o activitate tehnică de calitate atrage după sine bune rezultate economice care duc la îmbunătăţirea nivelului de viaţă al populaţiei.

***: **Accidentele în minele de cărbuni din S.U.A.,** Queensland Governeuent, mining Journal, 58 (1957), nr. 674 (decembrie), pag. 869.

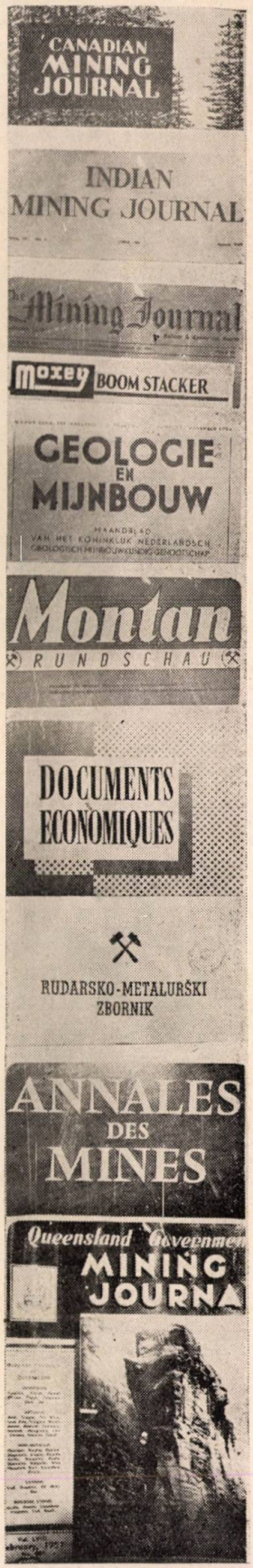
Intr-un raport publicat de Bureau of Mines, se arată că în cursul anului 1956 au murit accidentaţi 443 de muncitori şi alţi 19 300 au fost accidentaţi. Cele două cifre ilustrează faptul că mineritul american aduce prejudicii importante, fapt care a făcut ca la minele de cărbuni să se elaboreze programe de tehnica securităţii.

In minele de cărbuni bruni şi lignit s-au produs 388 de accidente, iar în cele de huilă şi antracit 55 din accidentele mortale. Repartizarea acestor accidente mortale după cauza lor este următoarea:

— 244 accidente mortale au fost produse de prăbuşiri de roci;

— 99 de transport (din care 77 în subteran şi 12 la suprafaţă);

— 10 accidente s-au produs în exploatările la zi.



DOCUMENTARE

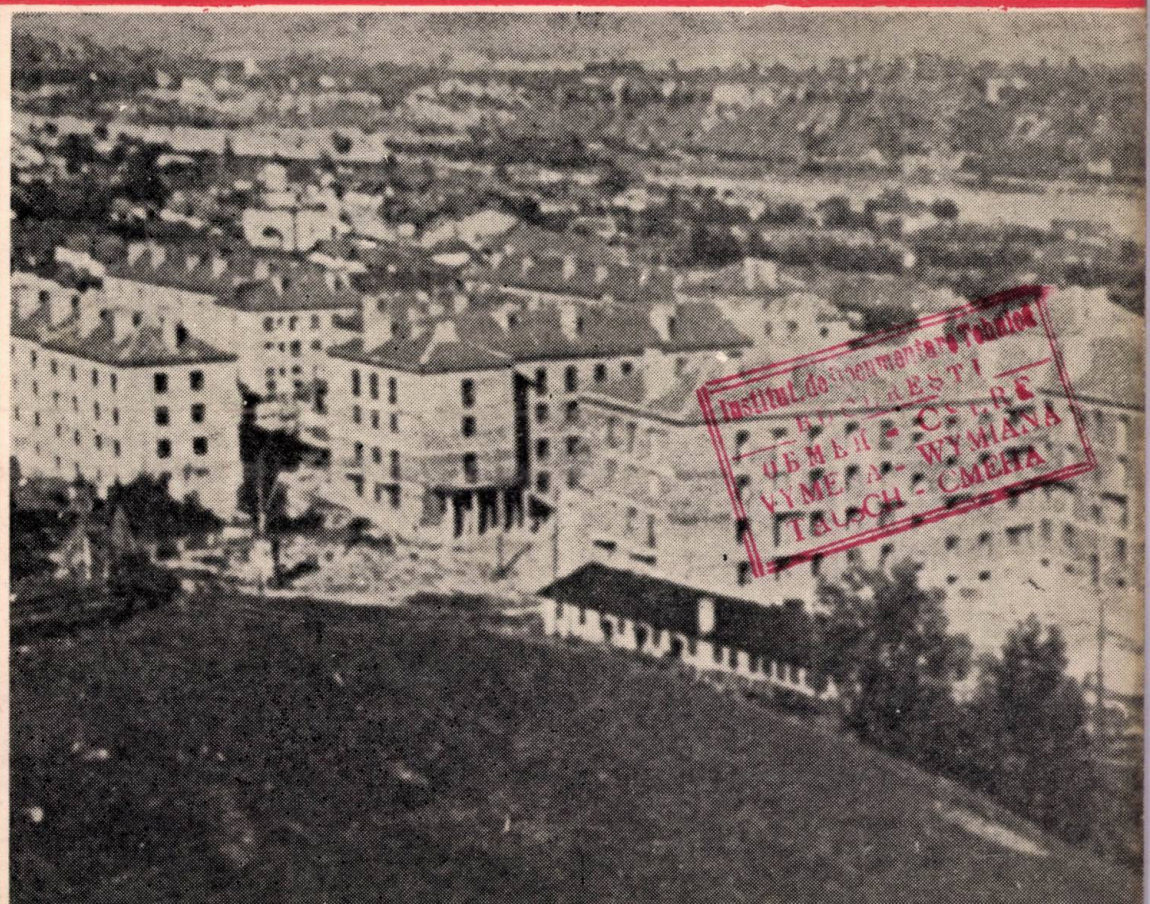
„REVISTA MINELOR", organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R. P. R. al Ministerului Industriei Grele — Departamentul Cărbune și Minereuri și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere). Redacția : București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon : 13.07.30 și 13.57.28. — Administrația și Casieria : Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A. S. I. T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A. S. I. T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament : Consiliul Central A. S. I. T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi : lei 96 anual. — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : lei 30 anual. — Prețul unui exemplar : lei 5.

Lei 5

E 1433

Revista MINELOR

Országos Műszaki Könyvtár AJDONA



Institut de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - СЕРЕ
ЧУМЕРА - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

11

1958

ASIT

Noiembrie
1958
Anul IX
Nr. 11

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R. AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE – DEPARTAMENTUL CĂRBUNE ȘI MINEREURI ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI (DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.57.28 și 13.07.30

SUMAR

	Pag.
* * * : La a 41 aniversare a Marii Revoluții Socialiste din Octombrie	479—480
MARTOȘ FERENC: Dimensionarea stîlpilor de siguranță cu ajutorul ecuațiilor de aproximație a curbei de profil a albiei de scufundare	481—486
ANTON PETRE: Automatizarea în industria minieră	486—497
I. BLUM și M. ROSENBERG: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R. VII. Brichetarea cu liant a semicocsului de lignit	498—503
V. BUMBU: Procedee și dispozitive pentru verificarea etanșeității conductelor în timpul montării	503—508
I. BONEA: Cîteva probleme topografice miniere	508—511
C. VODISLAV: Construcția ventilatoarelor centrifuge în zona turațiilor specifice mari	512—515
A. BĂRBULESCU: Calculul cinematic al troliilor M.E.L.	515—518
NOTE	
V. BRANA: Metale rare și disperse	519—522
P. BĂRBULESCU: Un nou sistem de semnalizare și darea alarmei în mine.	522—523
LOLA DUMITRESCU și ITA WASSERMAN: Dozarea gravimetrică a zirconiului din nisipurile aluvionare	523—524
DOCUMENTARE	

Coperta noastră: Construcții de locuințe pentru muncitorii din regiunile miniere.

REVISTA MINELOR

ANUL IX — Nr. 11 — NOIEMBRIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

Мартош Ференц: **Расчет спорных целиков с помощью приблизительных уравнений кривой поверхности оседания.** Автор описывает упрощенный метод расчета, в значительной мере способствующий уточнению ряда основных данных при проектировании.
Revista Minelor no. 11/1958, стр. 481—486

Антон П.: **Автоматизация в горной промышленности.** Автор рассматривает возможности осуществления автоматизации установок для откачки воды, а также установок для сжатого воздуха, вентиляции, транспорта. Анализ проводится в свете последних достижений в данной области.
Revista Minelor no. 11/1958, стр. 486—497

Блюм И. и Розенберг М.: **О ряде технико-экономических аспектов переработки и использования бурого древесного угля, (лигнита) в Румынии — VII — Брикетирование лигнитного полукокса с применением связующих веществ.** Проводится технико-экономический сравнительный анализ брикетирования лигнитного полукокса, полученного путем полуобугливания различных сортов лигнита. Выводится заключение, что в условиях нашей страны, по сравнению с другими способами использования румынских лигнитов, брикетирование лигнитного полукокса является мало обоснованным с экономической точки зрения.
Revista Minelor no. 11/1958, стр. 498—503

Бумбу В.: **Способы и приспособления для проверки герметичности трубопроводов во время монтажа.** В статье рассматривается технической точки зрения вопрос укладки трубопроводов для сжатого воздуха, с целью предупреждения потерь энергии, Обсуждаются: обеспечение герметичности трубопроводов, контроль герметичности, а также описываются соответствующие приспособления.
Revista Minelor no. 11/1958, стр. 503—508

Боня И.: **Некоторые вопросы маркшейдерского дела.** Подвергаются разбору некоторые вопросы, представляющие значение в практике горного дела при проходке, выработок: бремсбергов, восстающих и проч. Среди разнообразных вопросов были выбраны лишь наиболее существенные, с группи ровкой допускающей единое решение для всех случаев. Трактовка этих вопросов, а также и способы их разрешения указывают пути для разрешения прочих аналогичных проблем.
Revista Minelor no. 11/1958, стр. 508—511

Водислав К.: **Конструкция центробежных вентиляторов, используемых в зоне высоких удельных скоростей вращения.** В статье анализируется влияние удельной скорости вращения на гидравлический и общий к. п. д. центробежных вентиляторов, а также рассматривается возможность создания центробежных вентиляторов, используемых в зоне высоких удельных скоростей вращения, соответствующих с аэродинамической точки зрения.
Revista Minelor no. 11/1958. стр. 512—515

Бэрбулеску А.: **Кинематический расчет лебедок МЕЛ.** В статье отражаются в краткой форме результаты кинематического расчета. Результаты этого расчета служат для составления паспорта оборудования, предназначенного для разработок использующих эту конструкцию лебедок.
Revista Minelor no. 11/1958, стр. 515—518

Prof. dr. ing. habil. M. Stamatiu pag. 528

CONTENTS'

Martos Ferenc: **Dimensioning of safety pillars by the help of approximate equations of the profile curve of subsidence bed.** The author presents a more simplified calculus that may offer a real help to establish some basic data when projecting.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 481—486.

Anton P.: **Automation in the mining industry.** The author analyses the way of achieving automation in the mining industry at the: installations for water evacuation, air compressors, mine ventilation, haulage and cutting installations, taking into consideration the latest achievements in this range.
Revista Minelor (1958) Nr. 11, S. 486—497.

Blum I. and Rosenberg M.: **Concerning some technical and economic aspects of the treatment and utilization of ligneous brown coals from R.P.R. (VII). Briquetting lignite semi-coke by the aid of binding matter.** It analyses the technical and economic aspects of briquetting semi-coke lignite by means of binding matter obtained by semi-carbonization of different kinds of lignite. It concludes that in our country, as compared with other methods of utilization of Rumanian lignite, the briquetting of semi-coke is scarcely justified from economic point of view.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 498—503.

Bumbu V.: **Proceedings and devices for tightness control of pipes during putting up.** It examines from technical viewpoint the problem of putting up compressed air pipes in order to avoid loss of energy. It is dealt with: assurance of pipes tightness, tightness control and devices.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 503—508.

Bonea I.: **Some topographic mining problems.** It points out some problems which have important applications in mining practice at pits opening, borings through inclined planes, digging galleries, ascendent pits etc. Only the most important problems were chosen and grouped in order to find a unique solution suited for all. The study and solution of these problems may serve as a suggestions for solving other similar problems.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 508—511.

Vodislav C.: **The construction of centrifugal ventilators used in the range of specific high number revolutions.** The article discloses the influence of specific number of revolutions upon the hydraulic and total efficiency of centrifugal ventilators as well as the possibility of constructing centrifugal ventilators, corresponding from aerodynamic viewpoint, used in the range of specific high number of revolutions.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 512—515.

Bărbulescu A.: **Cinematic calculus of trolleys MEL.** It briefly deals with the results of cinematic calculus aiming at recording the results obtained into the „machine booklet" which is intended to be used in mining exploitations employing these trolleys.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 515—518.

Prof. dr. ing. habil. M. Stamatiu pag. 528

INHALTSVERZEICHNIS

Martos Ferenc: **Die Bemessung der Sicherheitspfeiler mit Hilfe der Annäherungsgleichungen der Senkungskurve.** Der Verfasser schlägt ein vereinfachtes Rechnungsverfahren vor, das bei der Planung von Grubenbauen grosse Hilfe leisten kann.
Revista Minelor (1958) Nr. 11, S. 481—486.

Anton P.: **Die Automatisierung in der Bergbauindustrie.** Man betrachtet, im Lichte der neuesten technischen Entwicklungen, die Automatisierungsmöglichkeit der Wasserhaltung, Drucklufterzeugung, Bewetterung, Föderung und Gewinnung in der Bergbauindustrie.
Revista Minelor (1958) Nr. 11 S. 486—497.

Blum I. und Rosenberg M.: **Über einige technische und wirtschaftliche Probleme der Aufbereitung und Veredelung rumänischer lignitischer Braunkohle. VII. Brikettierung des lignitischen Halbkokses mit Hilfe von Bindemitteln.** In dem Aufsatz werden die, bei der Brikettierung des aus verschiedenen Lignitsorten durch Halbschwelung hergestellten Halbkokses in Frage kommenden technischen und wirtschaftlichen Probleme gegenübergestellt. Man schliesst zu, dass die Brikettierung des lignitischen Halbkokses in unserem Lande, im Vergleich mit anderen Veredelungswegen des Rohlignits, wirtschaftlich kaum berechtigt ist.
Revista Minelor (1958) Nr. 11 S. 498—503.

Bumbu V.: **Verfahren und Einrichtungen zur Dichtigkeitsprüfung der Rohrleitungen während des Einbaues.** Hinsichtlich der Vermeidung von Undichtigkeitsverlusten wird in dem Aufsatz die Verlegung von Druckluftrohrleitungen betrachtet. Man befasst sich mit der Dichtigkeitssicherung und- nachprüfung der Rohrleitungen und mit der Kontrolle der Einrichtungen.
Revista Minelor (1958) Nr. 11 S. 503—508.

Bonea I.: **Über einige markscheiderische Probleme des Bergbaues.** Der Verfasser weist auf einige markscheiderische Probleme hin, die im Bergbau bei Ausrichtungsarbeiten und Durchstössen, beim Auffahren von Strecken, Bremsbergen und Aufbrüchen, beim Schachtabteufen u.s.w. wichtige Anwendungen finden. Aus diesen zahlreichen Problemen hat man nur die wichtigsten in der Weise zusammengefasst, dass ihre Auflösung auch für alle anderen gültig sei. Die Behandlung und die Auflösungsweise dieser Probleme stellt ebenfalls eine Anweisung für die Auflösung ähnlicher Probleme dar.
Revista Minelor (1958) Nr. 11 S. 508—511.

Vodislav C.: **Aufbau von Schleuderrädern in der Zone hoher spezifischer Drehzahlen.** Man untersucht den Einfluss der spezifischen Drehzahl auf den hydraulischen und effektiven Wirkungsgrad der Schleuderräder, sowie die Möglichkeiten ihres Aufbaus in der aerodynamisch günstigen Zone der hohen spezifischen Drehzahlen.
Revista Minelor (1958) Nr. 11 S. 512—515.

Bărbulescu A.: **Die kinematische Berechnung der MEL-Haspel.** In dem Aufsatz sind die Ergebnisse der kinematischen Berechnung der MEL-Haspel zusammengestellt, um in das „Maschinenbuch" der mit solchen Haspeln ausgerüsteten Betriebe eingetragen werden zu köonnen.
Revista Minelor (1958) Nr. 11 S. 515—518.

Prof. dr. ing. habil. M. Stamatiu pag. 528

SOMMAIRE

Martos Ferenc: **La détermination des dimensions des pilliers à l'aide des équations d'approximation de la courbe du lit d'affaissement.** L'auteur présente une méthode de calcul simplifiée qui peut être d'une aide précieuse à l'établissement des projets miniers.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 481—486.

Anton P.: **L'automation dans l'industrie minière.** L'auteur analyse la possibilité de réaliser l'automation dans l'industrie minière: à l'épuisement des eaux, aux installations d'air comprimé, à l'aérage, au transport et au dépilage, en tenant compte des dernières réalisations dans ce domaine.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 486—497.

Blum I. et Rosenberg M.: **Sur quelques aspects techniques et économiques de la préparation et de la mise en valeur du lignite de la R.P.R. VII. Le briquettage à liant du semi-coke de lignite.** On analyse les aspects techniques et économiques comparatifs du briquettage à liant du semicoke de lignite obtenu par la demi-carbonisation des différentes sortes de lignite. On conclut que, dans les conditions de notre pays, le briquettage du semicoke de lignite, par rapport aux autres voies de mise en valeur du lignite, est un procédé peu économique.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 498—503.

Bumbu V.: **Procédés et dispositifs pour la vérification de l'étanchéité des conduites durant le montage.** On examine les problèmes du montage des conduites d'air comprimé en vue d'éviter les pertes d'énergie, l'assurance et le contrôle de l'étanchéité des conduites ainsi que le contrôle des dispositifs.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 503—508.

Bonea I.: **Quelques problèmes de topograhie minière.** L'auteur met en évidence quelques problèmes topographiques qui ont des importantes applications dans la pratique minière, à l'ouverture des galéries, au perçage, au creusement des plans inclinés, au fonçage des puits, etc. On a traité seulement des problèmes les plus importants que l'on a groupés de telle façon pour qu'une solution unique soit valable pour toutes. La manière de traiter et de résoudre ces problèmes peut constituer une suggestion pour la résolution d'autres problèmes similaires.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 508—511.

Vodislav C.: **La construction des ventilateurs radiaux dans la zone du nombre de tours spécifique élevé.** On analyse l'influence du nombre de tours spécifique sur le rendement hydraulique et total des ventilateurs radiaux, ainsi que la possibilité de la construction des ventilateurs radiaux dans la zone des nombres de tours spécifiques élevés, favorable du point de vue aérodynamique.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 512—515.

Bărbulescu A.: **Le calcul cinématique des treuils MEL.** On expose dans une forme concentrée les résultats du calcul cinématique des treuils MEL, en vue d'être inscrits dans le „livre de la machine" des exploitations qui utilisent de tels treuils.
Revista Minelor no. 11/1958, p. 515—518.

Prof. dr. ing. habil. M. Stamatiu pag. 528

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1883

LA A 41-a ANIVERSARE A MARII REVOLUȚII SOCIALISTE DIN OCTOMBRIE

Pretutindeni oamenii muncii din lumea întreagă au sărbătorit, alături de poporul sovietic, aniversarea Marii Revoluții Socialiste din Octombrie:

S-au împlinit 41 de ani de cînd proletariatul din Rusia în alianță cu masele țărănimii, sub conducerea gloriosului Partid Comunist, răsturnînd dominația capitaliștilor și moșierilor pe a 6-a parte a globului, a deschis o eră nouă în dezvoltarea societății omenești: era lichidării exploatării capitaliste și a victoriei socialismului în lumea întreagă.

Distrugînd vechea și putreda orînduire capitalistă, apărînd cuceririle Revoluției Socialiste din Octombrie, cu prețul multor sacrificii, clasa muncitoare din Rusia a dovedit lumii întregi că masele celor ce muncesc, conduse de partidele marxist-leniniste, după măreața pildă a P.C.U.S. sînt în stare să construiască o societate nouă, societatea socialistă.

În cei 41 ani de existență a statului sovietic socialist, popoarele sovietice, sub conducerea P.C.U.S., au obținut victorii de importanță istorică mondială, au asigurat dezvoltarea impetuoasă a forțelor de producție, a științei și tehnicii, ridicarea nivelului de trai material și cultural a sute de milioane de oameni, dovedind prin fapte marea superioritate a socialismului asupra capitalismului.

Astăzi, la cea de-a 41-a aniversare a Marii Revoluții din Octombrie, oamenii sovietici pot afirma cu certitudine că în noua etapă a dezvoltării istorice, în care se află Uniunea Sovietică sînt create toate premizele pentru construirea comunismului într-o perioadă scurtă. Ritmul uimitor de rapid în care se dezvoltă astăzi economia Uniunii Sovietice garantează această realizare. Sarcina istorică de a întrece S.U.A. din punct de vedere economic se traduce în viață prin depășirea producției globale cît și a producției pe cap de locuitor, la producția de nichel, crom, asbest, sfeclă de zahăr, grîu, unt etc, iar în anii următori U.R.S.S. va ocupa primul loc în lume în ceea ce privește alte produse de bază.

Datorită înaltului nivel științific și tehnic realizat în U.R.S.S. oamenii de știință sovietici au situat pe primul loc din lume știința și tehnica sovietică prin crearea primei centrale atomo-electrice, a rachetelor balistice intercontinentale, a sateliților artificiali ai pămîntului, a spărgătorului de gheață atomic etc. Recenta decernare a premiului Nobel savanților sovietici Pavel Cerenkov, Igor Tamm și Ilia Frank, de la Institutul de Fizică al Academiei de Științe a U.R.S.S., dovedește înalta apreciere a savanților sovietici ale căror descoperiri științifice sînt recunoscute de oamenii de știință din întreaga lume.

De patru decenii ideile marxist-leniniste luminează grandiosul proces revoluționar pe care-l trăiește omenirea: înlocuirea societății capitaliste cu orînduirea nouă, superioară, socialistă.

Marea Revoluție Socialistă din Octombrie a deschis un drum nou nu numai popoarelor din Uniunea Republicilor Socialiste Sovietice, ea a accelerat ritmul dezvoltării și triumful socialismului în întreaga lume.

Apariția lagărului socialist în frunte cu Uniunea Sovietică — evenimentul cel mai însemnat al istoriei universale — a constituit o măreață cucerire a întregii mișcări muncitorești și revoluționare mondiale.

De la oceanul Pacific și pînă la Elba, aproape un miliard de oameni construiesc cu succes orînduirea nouă, uniți în marea familie frățească a lagărului socialist.

Marele popor chinez a realizat în decurs de 9 ani schimbări, care în alte condiții ar fi necesitat secole, transformînd vechea Chină într-o mare putere industrială, care va atinge într-un viitor apropiat volumul producției industriale a Angliei, cea de a doua țară a lumii capitaliste. Republica Cehoslovacă ocupă astăzi în lume locul 3—4 în privința producției de cărbune pe cap de locuitor, întrecînd de mult Italia și Franța în domeniul producției de energie electrică. R. D. Germană a creat toate condițiile ca pînă în 1961 să întreacă Germania Occidentală în privința consumului pe cap de locuitor a celor mai importante produse alimentare și mărfuri industriale de larg consum. De asemenea, și celelalte țări din lagărul socialist își dezvoltă neîncetat economia și cultura într-un ritm inaccesibil capitalismului.

Ideile leniniste luminează și drumul pe care a pășit și poporul romîn. Țara noastră progresează neîncetat, devenind o țară industrială avansată. Industrializarea socialistă și transformarea socialistă a agriculturii sînt sprijinite cu însuflețire de întregul nostru popor muncitor. Producția globală a industriei a crescut de circa 4 ori față de 1938, iar producția industriei constructoare de mașini de aproape 7 ori, producția energiei electrice și termică de aproape 5 ori, de texile de 3,5 ori, etc.

Sectorul socialist în agricultură reprezintă azi peste 54% din întreaga suprafață agricolă a țării.

În întîmpinarea glorioasei aniversări, oamenii muncii din patria noastră au desfășurat cu entuziasm întrecerea socialistă, obținînd noi și însemnate succese în toate domeniile construcției economice și culturale.

Entuziasmul cu care întregul popor muncitor luptă pentru traducerea în viață a sarcinilor trasate de partid și guvern, sarcini care urmăresc construirea socialismului în țara noastră, este o manifestare a încrederii nestrămutate a poporului nostru în Partidul Muncitoresc Romîn și în politica sa marxist-leninistă.

Alături de oamenii muncii din celelalte sectoare ale economiei naționale, minerii din țara noastră au reușit în întrecerea în cinstea celei de a 41-a aniversări a Marii Revoluții Socialiste din Octombrie, să-și depășească simțitor sarcinile lor de plan. Astfel, minerii din Valea Jiului au extras în cursul lunii octombrie 17.141 tone cărbune peste plan. Exploatarea de lignit și huilă au dat 6.806 tone cărbune peste plan. În fruntea întrecerii s-au situat minerii de la Petrila și Uricani din Valea Jiului și cei de la exploatările miniere Filipeștii de Pădure și Doicești. În total, în cursul lunii octombrie, întreprinderile carbonifere din cadrul Departamentului Cărbune și Minereuri au dat 23.947 tone cărbune peste plan. Cantitatea de cărbune extrasă peste plan de la începutul anului pînă acum, de minerii din aceste întreprinderi este de 231.353 tone, dintre care mai bine de 78.000 tone cărbune cocsificabil. Sute de mineri de la Petrila au întîmpinat ziua de 7 Noiembrie extrăgînd cărbune sau săpînd galerii în contul anului viitor. Printre aceștia se numără și minerii din brigada eroului muncii socialiste Iuliu Haidu, care lucrează în contul celei de a doua jumătăți a anului 1964.

Constructorii de la Trustul Nr. 7 Petroșani au reușit în întrecerea în cinstea zilei de 7 Noiembrie să termine și să predea recent în folosința minerilor din Valea Jiului o serie de locuințe noi. Astfel, la Lupeni s-au predat 2 blocuri cu cîte 27 apartamente fiecare, la Uricani un bloc cu 27 apartamente și un cămin cu 120 locuri, la Aninoasa un cămin cu 120 locuri pentru nefamiliști cu încălzire centrală, radioficare și rețea telefonică. Totodată se lucrează intens la construirea a 14 blocuri cuprinzînd 448 apartamente în cartierul Livezeni din Petroșani. De la începutul anului 1958 și pînă acum constructorii de la Trustul Nr. 7 Petroșani au predat în folosința minerilor Văii Jiului în total 418 apartamente și cămine cu 510 locuri pentru nefamiliști.

Rodnicia relațiilor de tip nou, socialist existente între U.R.S.S. și țările socialiste demonstrează însemnătatea uriașă a sprijinului pe care U.R.S.S. îl acordă celorlalte țări ale lagărului socialist. Uniunea Sovietică, ai cărei fii și-au vărsat sîngele pentru eliberarea patriei noastre de sub jugul fascist, ne-a sprijinit și ne sprijină în spiritul internaționalismului proletar în munca de dezvoltare a resurselor naționale, de făurire a unei puternice industrii proprii, livrîndu-ne utilaj industrial, mașini și materiile prime necesare, acordîndu-ne un puternic ajutor tehnico-științific și un sprijin neprecupețit în formarea de cadre specializate în toate domeniile construcției economice și culturale.

Prietenia, colaborarea cu Uniunea Sovietică sînt chezășia trainică a înaintării victorioase a țării noastre pe drumul socialismului, a independenței noastre naționale și a securității patriei noastre. Avîntul întrecerii socialiste în cinstea aniversării Marii Revoluții Socialiste din Octombrie, larga și entuziasta participare a muncitorilor, țăranilor, intelectualilor la manifestările care au avut loc în întreaga țară, în cadrul lunii prieteniei Romîno-Sovietice, sînt o dovadă vie a faptului că prietenia între poporul romîn și poporul sovietic este cauza scumpă a oamenilor muncii din țara noastră.

Strîns uniți în jurul partidului, oamenii muncii din Republica Populară Romînă sînt hotărîți să întărească continuu orînduirea democrat-populară, să pășească mereu înainte pe calea deschisă de Marele Octombrie, spre victoria deplină a socialismului.

Tf.475/59
LEFORDITVA

Dimensionarea stîlpilor de siguranță cu ajutorul ecuațiilor de aproximație a curbei de profil a albiei de scufundare

Ing. Martos Ferenc

Secretar general al Asociației Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.U.

Executarea, respectiv părăsirea excavațiilor subterane legate de procesul de exploatare, atrage după sine deplasarea (mișcarea rocilor) din întreaga succesiune stratigrafică. Deplasarea rocilor sub influența mai multor factori se produce în timp și în spațiu, ajungînd de obicei pînă la suprafață, atingînd și construcțiile aflate pe ea. Pentru eliminarea influenței nefaste a deplasării rocilor, suprafața, respectiv construcțiile sau operele de artă se protejează prin lăsare de stîlpi de siguranță.

Dimensionarea stîlpilor de siguranță este una din acele probleme de proiectări miniere, în care contradicțiile între factorii tehnici și economici se relietează cel mai accentuat. Mărirea foarte mică a siguranței proiectate poate atrage după sine o creștere considerabilă a rezervei imobilizate, precum și, de asemenea un stîlp subdimensionat poate produce pagube mai mari decît o exploatare (subminare) bine proiectată și îngrijit executată. Natural, nu toate cazurile sînt identice: stîlpii de siguranță ai construcțiilor ce conțin instalații mecanice de o deosebită importanță, trebuie să prezinte o securitate deplină, iar în cazul construcțiilor de importanță mai redusă — dacă există o posibilitate — sub ele zăcămîntul se va putea exploata (se vor submina). In acest ultim caz se poate aplica așa-numitul „stîlp de siguranță redus" care are la bază ideea, faptul că, construcția respectivă nu este protejată în deplină securitate, tinzînd a obține numai ca respectiva construcție sau operă de artă să nu se deformeze, respectiv să nu se degradeze peste o anumită limită stabilită. In acest caz, de la început se ține cont de cheltuielile suplimentare rezultate pentru restabilirea construcției, respectiv din neutilizarea temporară a acesteia.

Toate aceste considerente justifică acea tendință de a găsi asemenea relații pentru dimensionarea stîlpilor, pe baza cărora ținînd seama în mod cu totul deosebit de materialul experimental adunat, dimensionarea să se poată executa cît mai obiectiv.

In cele ce urmează se prezintă o metodă de calcul simplificată, care poate prezenta un ajutor substanțial în stabilirea unor date de bază în proiectare.

Baza proiectării stîlpilor de siguranță o formează ecuația de aproximație, cum și datele ce se pot calcula din aceasta, a deformației suprafeței sub influența lucrărilor subterane, respectiv a profilului curbei albiei de scufundare.

In faza finală a deplasării, în cuprinsul stratelor orizontale sau aproape orizontale și dacă mărimea suprafeței excavate a permis deplasarea completă (scufundarea completă) într-un singur punct, se obține o albie a cărei secțiune verticală va fi asemănătoare unei curbe în formă de clopot. Cu o asemenea ecuație stabilește și *S. G. Aversin* [1] ecuația de aproximație a profilului albiei de scufundare, iar I. Litwinisyn [2] pornind de la ecuațiile generale ale mișcării, deduce că în cazul unui zăcămînt orizontal, cu acoperiș omogen, exploatat cu viteză mare, profilul concav va fi o curbă de tip *Gauss*. Aproximații asemănătoare se întîlnesc recent și în literatura tehnică occidentală [3].

La aceleași rezultate au condus și experimentările efectuate pe modele de către autor. In fig. 1 se redă așa-numitul model echivalent al unei serii stratigrafice dintr-un bazin de cărbuni din R.P.U., după exploatarea stratului. Profilul suprafeței deplasate (scufundate) și pe model amintește de forma unei curbe de tip *Gauss*.

In baza măsurătorilor efectuate în bazinele de cărbuni din R.P.U., a studiilor întocmite pe modele, cum și în urma analizelor teoretice

efectuate, curba albiei de scufundare se poate exprima cu următoarea relaţie probabilă simplă.

$$s = s_{max} \cdot \exp\left(-\frac{x^2}{2i^2}\right) \qquad (1)$$

în care:

s este deplasarea (scufundarea) corespunzătoare abscisei x;

s_{max} — deplasarea (scufundarea) maximă corespunzătoare abscisei $x=0$;

i — abscisa punctului de inflexiune.

Curba descrisă de ecuaţia de mai sus este redată în fig. 2, avînd — bineînţeles — valabilitate în interiorul zonei trasate de unghiurile limită de tasare-scufundare (β). Pe baza caracteristicilor curbei de probabilitate, rezultă că în cazul cînd parametrii principali ai ecuaţiei (deplasarea-scufundarea) maximă probabilă şi abscisa punctului de inflexiune, se înlocuiesc cu valori cît mai apropiate de realitate, celelalte valori caracteristice ale mişcării calculate din ecuaţie vor avea aceeaşi precizie (aproximaţie). Întrucît s_{max} respectiv i nu reprezintă numai elemente geometrice, ci pot fi şi astfel concepute ca reprezentînd şi anumite caracteristici implicite dintre stratificaţie şi condiţii de zăcămînt, ecuaţia (1) poate servi deci şi pentru stabilirea aproximativă şi a altor caracteristici fizice.

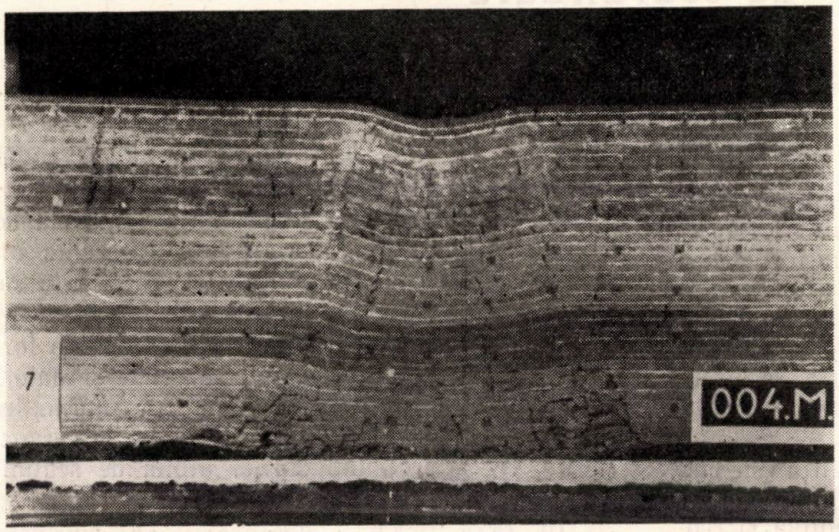


Fig. 1.

Din fig. 2 se poate, de asemenea, deduce că componenta orizontală (u) a vectorului de mişcare a unui punct P se poate exprima cu următoarea relaţie:

$$u = s\,\mathrm{tg}\,\mu = s\frac{x}{H} \qquad (1a)$$

respectiv

$$u = \frac{s_{max}}{H} x \cdot \exp\left(-\frac{x^2}{2i^2}\right). \qquad (2)$$

Astfel, elementele albiei de scufundare se pot calcula cu uşurinţă.

Înclinarea curbei

$$h = \frac{ds}{dx} = -\frac{x}{i^2} \cdot s, \qquad (3)$$

valoarea limită a acesteia fiind

$$h_{max} = -0{,}6\,\frac{s_{max}}{i} \qquad (3a)$$

care, natural, apare în punctul

$$x_{h_{1,2}} = \pm i \qquad (3b)$$

respectiv în punctul de inflexiune

$$G \cong \frac{d^2s}{dx^2} = -\frac{i^2 - x^2}{i^4}\, s, \qquad (4)$$

valoarea limită a acestuia fiind

$$G_{max} = 0{,}45\,\frac{s_{max}}{i^2} \qquad (4a)$$

care apare în punctul

$$x_{g_{1,2}} = \pm i\sqrt{3} \text{ şi } x_{g_3} = 0. \qquad (4b)$$

Valoarea reciprocă inversă a lui G_{max} este raza de curbură. Rezultă deci, că:

$$R_{min} = 2{,}22\,\frac{i^2}{s_{max}}. \qquad (4c)$$

Din deplasările orizontale se pot stabili alte caracteristici.

Variaţia lungimii specifice a suprafeţei, alungirea respectiv scurtarea nu este altceva decît

$$\varepsilon = \frac{du}{dx} = \frac{s}{H}\left(1 - \frac{x^2}{i^2}\right). \qquad (5)$$

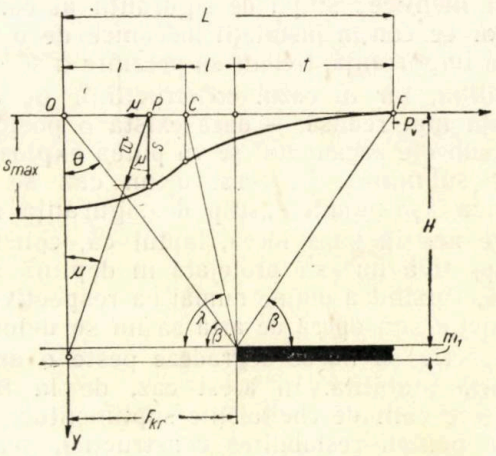


Fig. 2.

Alunecarea (deplasarea orizontală) maximă corespunde înclinării maxime, iar valorile deformaţiilor maxime apar unde G atinge valoarea maximă.

Pe baza acestora, alungirea maximă este

$$\varepsilon^{+}_{max} = 0{,}45\frac{s_{max}}{H}, \qquad (5a)$$

iar scurtarea maximă va fi:

$$\varepsilon^{-}_{max} = \frac{s_{max}}{H}. \qquad (5b)$$

In valorile calculate o importanţă deosebită o are abscisa punctului de inflexiune. In baza fig. 1 rezultă:

$$i = H(\operatorname{cotg}\beta - \operatorname{cotg}\lambda) \qquad (6)$$

Pe baza observaţiilor efectuate în bazinele de cărbuni de vîrstă mai recentă şi în cazul unor grosimi de stratificaţii acoperitoare de circa 100—200 m, valorile unghiului de rupere λ sînt în jurul a 70—80°.

Valorile calculate din ecuaţiile (1)—(6) pot fi utilizate pentru caracterizarea unitară a mişcării unor puncte ale suprafeţei respective, deci deformaţia unor zone ale acesteia. Valorile reale, ţinînd seama de neomogenitatea acoperişului, de influenţa tectonicii şi a altor factori, natural vor prezenta abateri mai mult sau mai puţin accentuate faţă de valorile rezultate din calcul. Aci intervin observaţiile de pe teren şi o practică îndelungată pentru a putea judeca real modul de utilizare şi aplicare a datelor calculate.

Variaţia valorilor caracteristice ale deplasării, respectiv graficele ecuaţiilor 1—5, sînt redate în fig. 3. Cu ajutorul, precum şi în urma

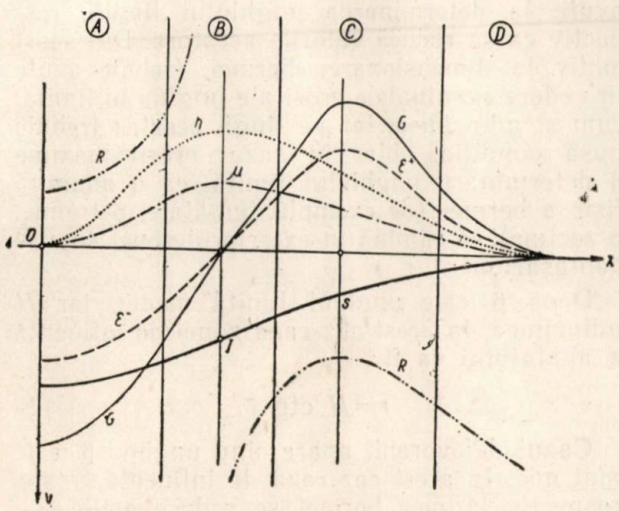


Fig. 3.

analizării acestora se poate stabili gradul de pericol al diferitelor zone ale suprafeţei, sarcinile, cum şi calitatea şi gradul de distrugere a acesteia. Din acest punct de vedere semisecţiunea albiei de scufundare se poate împărţi în patru zone.

Zona *A*, deplasarea (scufundarea) atinge valoarea maximă, în acelaşi timp deplasarea orizontală, cum şi înclinările sînt reduse. Aceasta reprezintă zona comprimată a albiei. Intrucît este vorba de suprafeţe excedentare (Überfläche), în mijlocul albiei se găseşte şi o zonă scufundată uniform, fără deformaţii.

In zona *B* se găseşte punctul de inflexiune a profilului curbei albiei de scufundare; în această zonă deplasările laterale şi înclinările sînt maxime. Pentru construcţiile cu suprafaţă mică de fundare (coşuri, turnuri etc.) această zonă reprezintă terenul cel mai defavorabil.

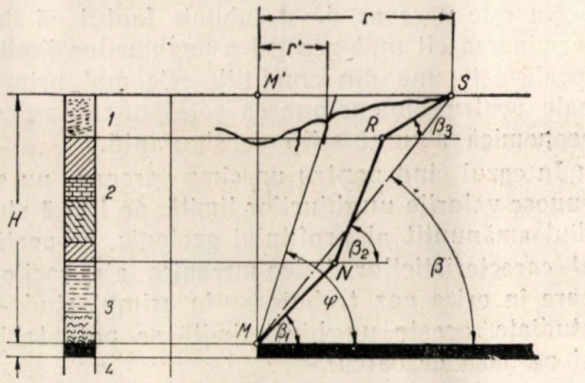


Fig. 4.

1 — nisip; *2* — marne calcaroase; *3* — argilă; *4* — cărbune.

In zona *C* se observă lungirea maximă, cum şi raza de curbură minimă, deci aceasta reprezintă cea mai periculoasă zonă a albiei. Aici se găseşte zona întinsă, aici pot apărea rupturi. In această zonă construcţiile pot suferi degradări însemnate.

In zona *D*, mişcarea şi cu aceasta şi deformaţiile sînt reduse. Pe baza observaţiilor de pînă acum, dacă înclinarea este sub 5 mm/m, deplasările orizontale sub 20 mm, lungirea, de asemenea, sub 1—2‰, iar raza de curbură este peste 2 m, construcţiile obişnuite nu mai suferă degradări însemnate.

Pe baza elementelor albiei de scufundare calculate şi ţinînd seama de considerentele expuse mai sus, dimensionarea stîlpilor de siguranţă se poate face după cum urmează.

Pentru dimensionarea stîlpilor de siguranţă se folosesc de obicei două elemente constructive importante:

1) unghiul limită de tasare-scufundare (β)
2) berma (p_v)

Unghiul limită de tasare-scufundare, folosit la construirea stîlpilor de siguranţă, se poate numi şi unghiul limită mediu, întrucît este rezultanta unghiurilor limită ale diferitelor strate. In fig. 4 se evidenţiază faptul că în marne calcaroase tari, sau în bancurile de calcar, unghiul limită are o înclinare mai mare decît în cazul argilelor de tărie mai redusă sau depozite aluvionare, unde unghiul limită este mai puţin înclinat.

In cazul stratelor puţin înclinate unghiul limită mediu este în general acelaşi sau aproape acelaşi, în toate direcţiile, exceptînd cazurile cînd una din limitele cîmpului de exploatare nu

este deranjată de falii, sau nu se învecinează cu lucrări vechi, exploatate. Aceeași situație se regăsește și la unghiurile limită dintr-o secțiune direcțională în cazul stratelor înclinate, sau foarte înclinate. În cazul acestor strate însă unghiurile limită în sensul înclinării diferă unul față de celălalt; în amontele stratului unghiul este totdeauna mai înclinat decît în aval.

Nu este necesar de a sublinia faptul că determinarea cît mai precisă a unghiurilor limită locală este una din condițiile cele mai principale pentru dimensionarea corespunzătoare și economică a unui stîlp de siguranță.

În cazul cînd pentru un cîmp oarecare nu se cunosc valorile unghiurilor limită, pe lîngă studiul amănunțit al profilului geologic, respectiv al caracteristicilor fizico-mecanice ale rocilor, care în orice caz trebuie — în primul rînd — studiate, aceste unghiuri limită se pot stabili și pe bază de calcul.

În acest scop se foloseste, de asemenea, ecuația aproximativă a profilului curbei albiei de scufundare. Rezolvarea se face pe baza fig. 2. După scăderea suprafeței critice (F_{kr} de pe figură) scufundarea maximă absolută apare în punctul O. Cunoscînd aceasta, cum și abscisa $OC=i$, ecuația curbei de scufundare (fără a se ține seamă de factorul timp) este dată de relația (1).

Din ecuația (1) distanța $OF=L$ se poate calcula, admițînd că în punctul F scufundarea (deplasarea) este practic nulă, în realitate fiind egală cu eroarea maximă a unei măsurători de nivelment (cîteodată un aliniament de puncte se măsoară numai o singură dată nefiind posibilă calcularea erorii medii). Ramura curbei de tip Gauss este aruncată la infinit, însă — și acest lucru practic a fost demonstrat — dacă poziția punctului de inflexiune a fost bine aleasă, la locul respectiv, adică în jurul punctului F, scufundarea este numai de ordinul milimetrilor.

La executarea nivelmentului se admite, în general, o aproximație de ± 5 mm, deci nici nu ar avea practic rost de a se urmări ramura curbei de scufundare sub această ordonată.

În acest mod distanța L se poate stabili prin relația:

$$OF=L=\pm i\sqrt{2\ \ln at\ \frac{s_{max}}{\omega_n}} \qquad (7)$$

în care, în afară de notațiile aplicate, ω_n reprezintă eroarea maximă a unui nivelment. În funcție de precizia cu care se execută practic nivelmentul, valoarea lui ω_n se poate lua între

$$\omega_n=5-10\ \text{mm}.$$

Cu ajutorul datelor ce se determină pe fig. 2, unghiul mediu limită de tasare-scufundare se determină cu relația:

$$\operatorname{tg}\beta=H:\left(L-\frac{F_{kr}}{2}\right). \qquad (8)$$

De exemplu la o măsurătoare efectuată s-au determinat următoarele valori:

$s_{max}=$ 3,2 m
i = 35,0 m
H =100,0 m
F_{kr} =110,0 m.

Pe baza acestor date se determină

$$\operatorname{tg}\beta=\frac{100}{125{,}7-55{,}0}=1{,}417, \qquad (8a)$$

respectiv

$$\beta=54^0 47'.$$

În baza măsurătorilor efectuate, pe terenul respectiv, în masiv nederanjat, s-a determinat

$$\beta=56^0.$$

Între valoarea calculată și cea măsurată este o diferență de 1—2°, care în mod natural apare, diferențele mici fiind cu totul acceptabile.

După cum am amintit, în afara unghiului limită, celălalt element principal al construcției stîlpului de siguranță îl constituie berma (banda de protecție) (p_v). Rolul acesteia este ca să înlăture erorile, respectiv impreciziile avute la determinarea unghiului limită, respectiv ca să reducă valorile acestora. Din acest motiv la dimensionarea bermei, trebuie avute în vedere eventualele erori ale unghiului limită, cum și adîncimea, iar pe lîngă acestea trebuie pusă condiția, chiar în cazul erorii maxime a determinării unghiului limită, ca o anumită fîșie a bermei (de exemplu jumătate, o treime, o zecime) să rămînă în exteriorul zonei supuse deplasărilor.

Dacă β este unghiul limită mediu, iar H adîncimea, în acest caz raza zonei de influență a abatajului va fi:

$$r=H\ \operatorname{ctg}\beta. \qquad (8b)$$

Cazul defavorabil apare cînd unghiul β este mai mic. În acest caz raza de influență crește, respectiv lățimea bermei se reduce astfel:

$$r'=r+\Delta r=H\ \operatorname{ctg}(\beta-\Delta\beta) \qquad (8c)$$

reducerea bermei fiind:

$$-\Delta_{pv}=H[\operatorname{ctg}\beta-\operatorname{ctg}(\beta-\Delta\beta)]. \qquad (9)$$

Se admite că la determinarea unghiului limită eroarea este:

$$\Delta\beta=2^0. \qquad (9a)$$

Se cere ca și în acest caz 50% din lățimea bermei să rămînă în afara zonei de mișcare.

În acest caz dimensionarea bermei se face cu următoarea relație practică:

$$p_v = 2\,H\,[\mathrm{ctg}\,(\beta - 2^0) - \mathrm{ctg}\,\beta]. \qquad (10)$$

Pentru cîteva cazuri practice bermele calculate cu relația (10) sînt redate în fig. 5.

Pe fig. 6 se reprezintă un strat de grosime m_t pentru simplificare avînd înclinarea $\alpha = 0$ situat la adîncimea H, în care s-a extras suprafața notată cu F_{kr}; curba albiei de scufundare rezultată în urma exploatării, deplasările, razele de curbură, cum și variațiile deformațiilor sînt redate, de asemenea, pe figură. Construcția de la suprafață este protejată de berma $p_v = FG$, cum și de unghiul limită β. În acest caz construcția rămîne complet în

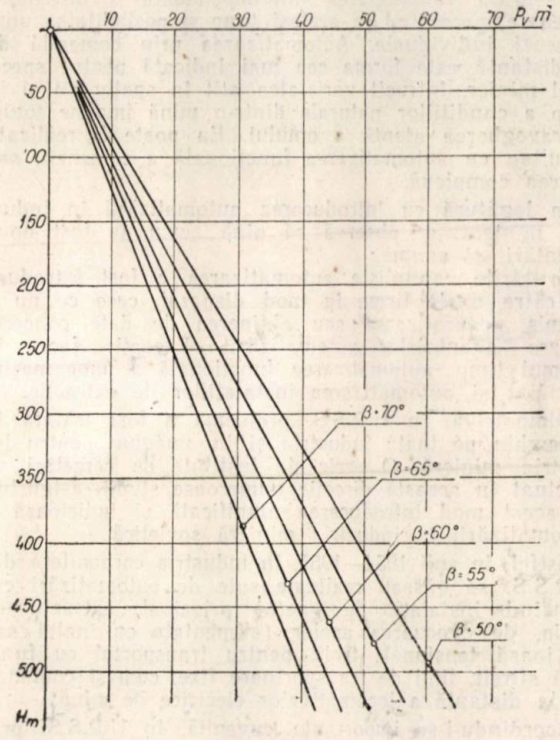


Fig. 5.

afara zonei de mișcare, teoretic fiind în completă siguranță. Acest caz se denumește protejarea cu „deformații nule" ale construcției sau a operei de artă. În asemenea cazuri stîlpul este mare, iar rezerva de cărbune înmagazinată în el este de asemenea mare. Asemenea stîlpi se impun, în general, în cazul construcțiilor din grupa I, putînd apare și în aceste cazuri excepții. Cînd însă se acceptă protejarea completă cu ajutorul stîlpilor, aceștia trebuie astfel dimensionați, ca siguranța cerută să fie asigurată, știindu-se că un stîlp prea îngust dimensionat, poate produce pagube mai însemnate pentru obiectul protejat, decît o subminare (exploatare) bine executată.

În cazul celorlalte obiective, din grupa II—IV nu este întotdeauna necesară executarea de stîlpi de siguranță care să asigure o protecție completă, din contra, în foarte multe cazuri se poate lua în considerare subminarea completă a obiectivului.

În cazul subminării (exploatării) parțiale sau complete, pe lîngă analiza condițiilor și consecințelor tehnice, trebuie efectuate și calcule economice. Pe baza acestora trebuie comparate cheltuielile legate de restabilirea sau mutarea construcțiilor subminate, cu cheltuielile de investiție legate de deschiderea rezervelor echivalente celor imobilizate în stîlp.

Între stîlpii care reprezintă o securitate totală, respectiv deformații nule și subminare (exploatare) totală — pot interveni ca soluții intermediare așa-numiții „stîlpi de dimensiuni reduse", stîlpi ce asigură o protecție contra unor deformații mai mari ca acelea stabilite în prealabil.

Pe fig. 6 s-a trasat dreapta ce reprezintă limita deformației admisibile în cazul dat, care taie axa Ox în punctul K. Pe suprafața KF nu

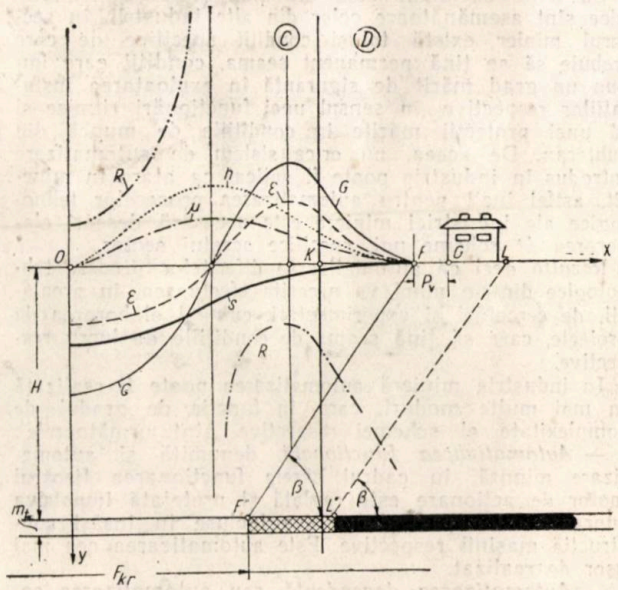


Fig. 6.

apare un pericol datorită depășirii unei deformații admisibile. Din acest motiv dreapta LL'' se poate trage paralel cu dreapta FF'' (paralel cu latura unghiului limită) la distanța $KF = FL$ de acesta. Construcția va fi protejată numai de deformații mai mari, deci inițial se contează pe o anumită degradare, în schimb rezerva de cărbuni exploatabilă s-a mărit cu suprafața corespunzătoare segmentului $F''L''$.

Prin construcția de stîlpi corespunzători, ținînd seama de condițiile date, se obține nu numai o protecție corespunzătoare a construcțiilor sau a operelor de artă, ci se asigură și

cîmpuri de exploatare pentru mine, prin aceasta ajutîndu-se realizarea scopurilor mai apropiate ale întreprinderii.

Bibliografie

[1] Aversin S. G.: *Mişcarea (deplasarea) rocilor sub influenţa exploatării miniere.* Editura Industriei Grele — Budapesta, 1953.

[2] Litwiniszyn J., dr.: *Ecuaţia diferenţială a mişcării rocilor.* Archiwum Gornicztwa i Hutnicztva 1953 Tom. I, Zeszyt 1.

[3] Drap G.: *Essai sur les affaissements de surface et les mouvements interieurs d'un milieu soumis au déhauillement. Revue de l'Ind. Minérale,* 1957, nr. 2—3.

Automatizarea în industria minieră

Ing. **Petre Anton**

Nivelul în continuă creştere al mecanizării proceselor de producţie din industria minieră pune problema automatizării acestor procese în scopul atît al îmbunătăţirii condiţiilor de muncă, cît şi al măririi productivităţii muncii.

Introducerea şi extinderea în industria minieră atît a mecanizării cît şi a automatizării a devenit din ce în ce mai necesară din cauza specificului acestei industrii, caracterizată mai ales prin tonajele mari ale producţiei miniere şi prin volumele mari de muncă consumate.

Cu toate că unele elemente ale proceselor tehnologice sînt asemănătoare celor din alte industrii, în sectorul minier există totuşi condiţii specifice de care trebuie să se ţină permanent seama, condiţii care impun un grad mărit de siguranţă în exploatarea instalaţiilor respective, în sensul unei funcţionări ritmice şi al unei protecţii mărite în condiţiile de muncă din subteran. De aceea, nu orice sistem de automatizare introdus în industrie poate fi aplicat ca atare în minerit, astfel încît pentru automatizarea proceselor tehnologice ale industriei miniere este necesară deseori elaborarea de scheme noi, specifice acestui sector.

Rezultă deci că automatizarea diferitelor procese tehnologice dintr-o mină va necesita efectuarea, în prealabil, de cercetări şi experimentări, cum si elaborarea de proiecte, care să ţină seama de condiţiile de lucru respective.

In industria minieră automatizarea poate fi realizată în mai multe moduri, care, în funcţie de gradul de complexitate al schemei respective, sînt următoarele:

— *Automatizarea funcţională*, denumită şi automatizare minoră, în cadrul căreia funcţionarea fiecărui motor de acţionare este reglată şi protejată împotriva suprasarcinilor prin dispozitive incluse în însăşi construcţia maşinii respective. Este automatizarea cea mai uşor de realizat.

— *Automatizarea dependentă*, sau automatizarea comenzilor, care prevede funcţionarea diferitelor maşini sub comanda unor dispozitive comandate — la rîndul lor — de însesi necesităţile procesului tehnologic respectiv. Aceasta este o formă superioară de automatizare, ea asigurînd o funcţionare mai riguros controlată a maşinilor. In schimb, ca aplicare este mai restrînsă, acest mod de automatizare fiind destinat în special instalaţiilor fixe.

— *Automatizarea complexă*, în cadrul căreia o întreagă serie de maşini şi mecanisme sînt înlănţuite într-o perfectă funcţionare interdependentă. In acest caz, fiecare maşină posedă o automatizare funcţională care permite protejarea întregului complex. Automatizarea complexă nu poate fi realizată în toate cazurile, datorită — în primul rînd — tocmai complexităţii schemei.

— *Automatizarea prin comandă de la distanţă* prin care comenzile mai multor agregate sînt centralizate la un singur om, eliminîndu-se subiectivitatea comenzii fiecărui aparat în parte. Prin această automatizare se asigură funcţionarea interdependentă a diferitelor agregate, permiţînd în acelaşi timp şi posibilitatea unei comenzi individuale. Automatizarea prin comandă de la distanţă este forma cea mai indicată pentru specificul minier, întrucît varietatea atît în spaţiu cît şi în timp a condiţiilor naturale dintr-o mină impune totuşi supravegherea atentă a omului. Ea poate fi realizată simultan cu automatizarea funcţională a comenzii, sau cu cea complexă.

In legătură cu introducerea automatizării în industria minieră, se observă că pînă acum au fost două orientări, şi anume:

In ţările capitaliste automatizarea a fost introdusă de către unele firme în mod disparat, ceea ce nu a permis generalizarea sau obţinerea de date concrete asupra avantajelor automatizării. Excepţie face, în ultimul timp, automatizarea funcţională a unor maşini de tăiat şi automatizarea instalaţiilor de extracţie.

Dimpotrivă, în U.R.S.S. problema a fost tratată în ansamblu pe toată industria şi în amănunt pentru industria minieră. O serie de institute de cercetări au efectuat în această direcţie numeroase studii, asigurînd în acest mod introducerea planificată şi judicioasă a automatizării în industria minieră sovietică.

Astfel, în anii 1954—1955, în industria carboniferă din U.R.S.S. se găseau realizate sute de automatizări cuprinzînd instalaţii de: aeraj principal, extracţii cu schip, de evacuarea apelor (alimentate cu înaltă sau cu joasă tensiune), trolii pentru transportul cu funia fără sfîrşit, linii de transportoare fixe, cum şi comanda de la distanţă a locomotivelor electrice de mină.

Acordîndu-i-se importanţa cuvenită, în U.R.S.S. problema automatizării este incontinuu dezbătută de colectivele de ingineri din industria minieră. Astfel, în cursul a numai trei ani — perioada 1954-1957 — au avut loc peste zece consfătuiri cu teme asupra automatizării, în care s-au adus soluţii judicioase în problemele tratate.

Deşi aplicarea automatizării în industria minieră este de dată recentă, totuşi experienţa sovietică de pînă acum a permis obţinerea unor prime concluzii din punct de vedere economic.

Astfel, la una din cele mai mari exploatări ale trustului Kuibîşevugol (U.R.S.S.), unde în anul 1955 funcţionau 55 de instalaţii automatizate pentru evacuarea apelor, ventilaţie, transportul cu funia fără sfîrşit şi trolii la punctele de încărcare, s-a realizat reducerea fondului de salarii din subteran cu circa 337 000 ruble pe an, prin eliberarea a 44 muncitori.

In afară de aceste economii directe, s-au obţinut economii indirecte, prin mărirea cu circa 2,5% a productivităţii muncii pe mină. De asemenea, intervalele dintre reparaţiile utilajelor s-au mărit ca urmare a îmbunătăţirii condiţiilor de funcţionare (economiile anuale la acest capitol au fost de 338 400 ruble). Economiile totale obţinute pe trustul amintit, datorite automatizării,

au depăşit 2 milioane ruble pe an, ceea ce arată că investiţiile respective se pot amortiza în timp de maximum doi ani.

Un alt exemplu îl oferă mina „Gigant" (U.R.S.S.), unde prin automatizarea instalaţiilor de evacuare a apelor s-au obţinut economii anuale de 30 000 ruble, iar prin comanda de la distanţă a locomotivelor electrice (numai pentru trei locomotive), s-au obţinut, de asemenea, economii de circa 130 000 ruble pe an.

Rezultă deci că automatizarea face posibilă obţinerea de economii importante în industria minieră, pe lîngă o serie de alte avantaje de ordin tehnic.

In cele ce urmează, pe baza experimentărilor făcute în ţările cu industrie dezvoltată şi în special în U.R.S.S., se vor prezenta date cu privire la automatizarea principalelor operaţii miniere şi se vor trage concluzii asupra direcţiilor în care să se dezvolte munca de introducere şi extindere a automatizării în acest sector de activitate.

1. Automatizarea instalaţiilor de evacuare a apelor

Automatizarea instalaţiilor de evacuare a apelor nu necesită dispozitive constructive speciale pompelor sau conductelor, ea putîndu-se realiza cu construcţiile existente, prin folosirea aparatajului de comandă şi de control obişnuit.

Prin automatizarea instalaţiei de evacuare a apelor, pompele respective sînt puse în funcţiune după un anumit program, în funcţie de nivelul apei din bazinul de colectare. Cînd apa din bazin a atins nivelul fixat, una dintre pompe intră automat în funcţiune. In cazul în care nivelul apei continuă să crească, depăşind pe cel normal, intră în funcţiune a doua şi la nevoie, a treia pompă.

De asemenea, în cazul defectării uneia din pompe, aceasta este decuplată în mod automat, intrînd în funcţiune pompa de rezervă, semnalizîndu-se totodată (optic şi acustic) avarierea pompei.

Avantajele automatizării instalaţiilor de evacuare a apelor devin şi mai evidente cînd evacuarea apelor este realizată printr-o schemă centralizată, întrucît în acest caz pentru întreaga mină există numai una sau două staţii de colectare a apelor.

Schemele de umplere automată cu apă a pompelor. Pornirea pompei se face după o anumită succesiune de operaţii comandate automat, din care cea mai importantă este umplerea pompei cu apă, înainte de pornire.

In cazul automatizării instalaţiei de evacuare a apelor, umplerea cu apă a pompelor se poate face fie în mod continuu, fie în mod periodic. In primul caz, umplerea se face printr-unul din procedeele: cu sifon cu hidroregulator sau cu rezervor de apă, iar în al doilea caz, cu: pompa de vacuum, din conducta de refulare, sau cu ajutorul unei pompe înecate.

Procedeul de umplere prin intermediul unui sifon asigură umplerea pompei cu apă curată în mod uniform, indiferent de nivelul apei în rezervorul din care se scurge prin sifon (fig. 1). Procedeul poate fi folosit în cazul pompelor plasate la un orizont inferior celui la care se găseşte rezervorul de apă. Umplerea cu ajutorul sifonului este simplă şi comodă, dar nu poate fi folosită la înălţimi ale etajului mai mari de 60—70 m.

Hidroregulatorul (fig. 2) se foloseşte pentru umplerea pompei cu apă de la o sursă de alimentare incontinuă. Instalaţia constă dintr-un rezervor de 1 m³ capacitate, din hidroregulatorul propriu-zis şi din conducta de alimentare a pompei. In timpul umplerii rezervorului, plutitorul *1* se găseşte la nivelul maxim inferior, partea superioară a cilindrului *3* este pusă în legătură cu atmosfera prin tubul *2* şi presiunea sub balonul *4* este mai mare decît cea de deasupra. Sub acţiunea presiunii, pistonul *4* se ridică deschizînd supapa inferioară *5*, care permite ca apa din tubul *6* să treacă în baie, prin orificiul inferior al cilindrului. Cînd rezervorul s-a umplut, plutitorul închide comunicaţia cu atmosfera, presiunile pe pistonul *4* se echilibrează şi supapa *5* se închide din cauza coborîrii pistonului *4* sub acţiunea greutăţii proprii. In fig. 3 este arătat montajul hidroregulatorului pentru umplerea pompei.

Hidroregulatorul prezintă neajunsul că impune o mărire a consumului de apă în perioada opririi pompei sau cînd ventilele nu funcţionează corect.

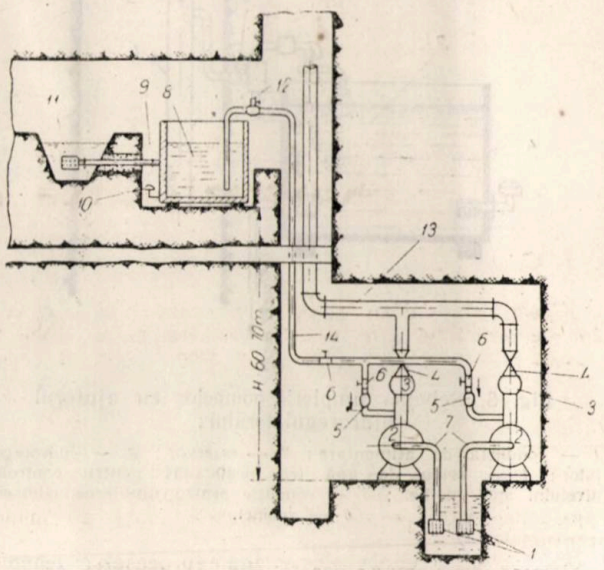


Fig. 1. Schema plasării utilajului în cazul umplerii pompei cu un sifon:

1 — ventil de aspiraţie; *2* — pompă; *3* — ventil invers (de reţinere); *4* — registru; *5* — ventil de reţinere pe conductă de umplere; *6* — ventil; *7* — conductă de aspiraţie; *8* — rezervor; *9* — conductă pentru umplerea rezervorului; *10* — releu de nivel al apei; *11* — sorb; *12* — robinet pentru evacuarea apei; *13* — conductă de refulare; *14* — conductă pentru umplerea pompei.

Rezervorul-acumulator se foloseşte pentru umplerea pompelor de debit mic şi mediu. El poate fi de trei tipuri: cu două camere, cu o singură cameră şi cu o singură cameră şi ejector. Dintre acestea se prezintă ultimul tip, ca fiind cel mai reuşit şi mai des folosit în industria carboniferă din U.R.S.S. (fig. 4). In perioada de pornire pompa trimite apa dintr-un rezervor, creînd o detentă pe conducta de aspiraţie. Vîna de apă

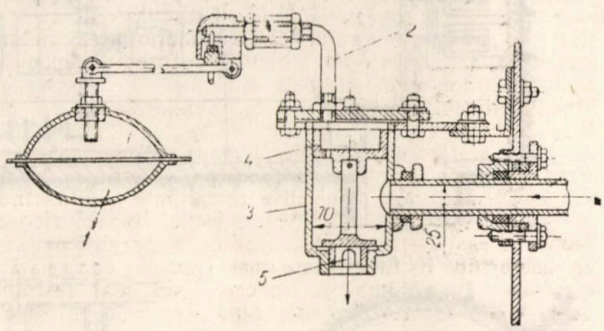


Fig. 2. Hidroregulator pentru umplerea pompelor la comandă automată

trece cu mare viteză prin ejector şi aspiră, prin orificiul superior, aerul din rezervor. După completa înlăturare a aerului, apa trece în pompă prin orificiul superior al ejectorului.

Umplerea pompei prin rezervorul-acumulator cu ejector permite reducerea volumului rezervorului, ceea ce face ca acest procedeu să fie recomandabil pentru pompe cu debite de 150 m³/h (un rezervor de 280—

300 m³). Neajunsul acestui dispozitiv este că nu poate fi folosit cu apă murdară şi, totodată, este mai dificil de construit decît rezervorul-acumulator simplu.

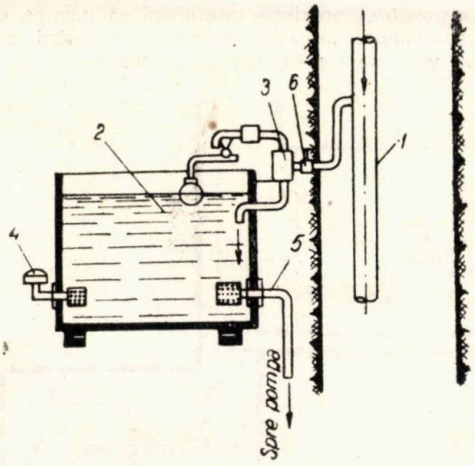


Fig. 3. Schema umplerii pompelor cu ajutorul hidroregulatorului :

1 — conductă de alimentare ; *2* — rezervor ; *3* — hidroregulator ; *4* — releu de apă (cu membrană) pentru controlul nivelului apei în bac ; *5* — conducte pentru umplerea pompei ; *6* — robinet.

Camera de pompe înecată (fig. 5) permite ca conducta de aspiraţie, împreună cu pompa, să fie menţinute în permanenţă pline cu apă. Experienţa dobîndită cu instalaţiile de acest tip din U.R.S.S. a dovedit că acest mod de umplere a permis o funcţionare îndelungată a pompelor.

Dintre procedeele de umplere cu apă a pompelor în mod periodic, indicate mai sus, experienţa sovietică recomandă umplerea pompei principale cu ajutorul unei pompe secundare, care este în permanenţă menţinută în apă şi care este pusă în funcţiune prin intermediul releului cu plutitor din sorbul camerei de pompe.

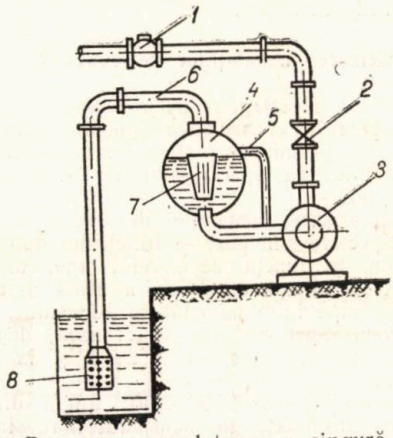
Din punct de vedere al aplicabilităţii lor, procedeele descrise s-ar putea clasa astfel :

— *Procedeu cu sifon* are aplicabilitate universală întrucît poate fi recomandat pentru instalaţii de orice capacitate şi pentru ape oricît de acide.

— *Hidroregulatorul* se poate aplica la orice pompe (indiferent de capacitatea lor), cu condiţia ca distanţa dintre pompă şi nivelul superior al apei de alimentare, adică înălţimea etajului, să nu depăşească 60—70 m.

— *Umplerea cu rezervor-acumulator* este indicată pentru pompe de capacitate redusă sau medie şi pentru apă cu suspensii mecanice în cantitate redusă.

— *Umplerea cu pompă auxiliară scufundată* este cel mai modern procedeu şi este recomandat în special pentru mine noi, întrucît necesită o amenajare oarecum diferită a camerei pompelor.



Fg. 4. Rezervor-acumulator cu o singură cameră cu ejector :

1 — supapă inversă ; *2* — registru ; *3* — pompă ; *4* — rezervor pentru umplerea pompei ; *5* — tub de egalizare ; *6* — conductă de aspiraţie ; *7* — ejector ; *8* — sorb.

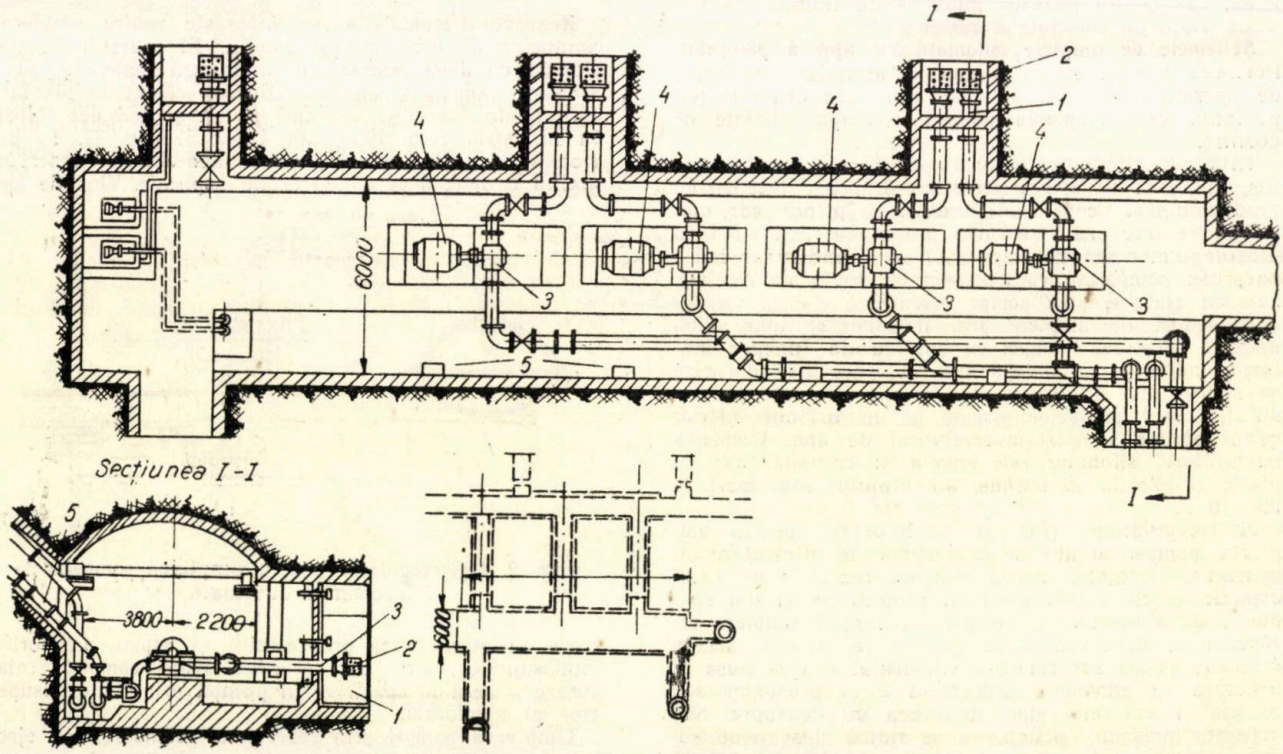


Fig. 5. Cameră de pompe înecată :

1 — bazin de apă ; *2* — sorbul ; *3* — conducta de aspiraţie ; *4* — pompa ; *5* — conducta de refulare.

Scheme de automatizare ale instalaţiilor de evacuarea apelor. O instalaţie automată de evacuarea apelor funcţionează în modul următor: pe conducta de aspiraţie *1* (fig. 6) a fiecărei pompe se montează cîte o pompă verticală înecată *4*, care absoarbe apa prin intermediul unui sorb *2*.

Cînd apa atinge nivelul superior, releul electropneumatic de nivel *3* dă comanda pentru cuplarea motorului electric *4* de la una dintre pompele verticale *4*. Aceasta absoarbe apa din jomp şi umple pompa prin-

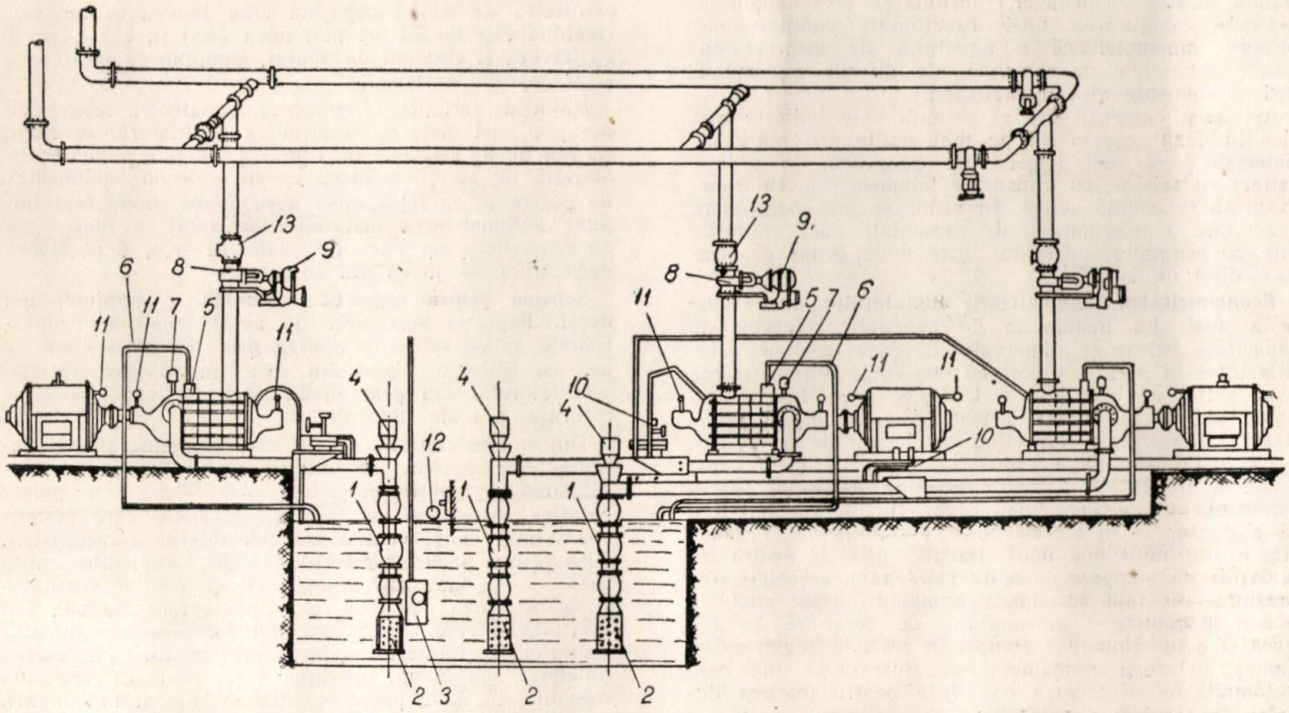


Fig. 6. Schema de automatizare a unei staţii de pompe.

cipală respectivă, aerul din aceasta evacuîndu-se prin supapa *5* în conducta *6*. Cînd pompa este plină cu apă, prin ventilul *5* şi tubul *6* — în locul aerului — trece apa care măreşte presiunea, acţionînd astfel asupra releului de presiune *7* montat pe cotul conductei de aspiraţie. Releul de presiune *7* comandă conectarea motorului pompei şi deschiderea ventilului *8* acţionat de motorul *9* pe conducta de refulare. In perioada de funcţionare normală presiunea creşte, ventilul *5* se deschide complet şi circulaţia apei prin conducta *6* este oprită. Pe conducta de refulare este montat un releu de debit (scurgere) *10*, care controlează debitul pompei. Dacă după un anumit interval de timp de la pornire debitul a atins valoarea normală de funcţionare, pompa continuă să funcţioneze pînă ce nivelul apei scade la limita inferioară, cînd releul de nivel *3* comandă închiderea ventilului *8* de pe conducta de refulare şi oprirea apei. In cazul în care în timpul funcţionării nu este atinsă valoarea normală a debitului, ceea ce denotă o defecţiune, acest lucru este semnalizat, iar primul agregat este scos din funcţiune. Controlul temperaturii din lagăre se face cu termoreleul *11*. Dacă în decursul funcţionării pompei nivelul apei continuă să crească, este pus în funcţiune releul de nivel de avarie *12*, care comandă cuplarea celei de-a doua pompe, semnalizînd totodată această situaţie.

Pentru automatizarea instalaţiilor de evacuare a apelor există numeroase scheme, mai simple sau mai complicate, pentru instalaţii de mare sau de mic debit, alimentate la tensiune joasă sau înaltă.

Controlul de la distanţă al instalaţiilor de evacuare a apei. Unul dintre cele mai folosite procedee este transmisia prin inducţie autosincronizată cu ajutorul unor maşini speciale numite selsine. Rotorul selsinului traductor este pus în mişcare printr-o transmisie de la axul indicatorului de nivel cu plutitor şi, deci, rotorul se va roti proporţional cu variaţia nivelului apei în bazin. Bobinajul statorului selsinului este cuplat, prin trei conductori, cu bobinajul celui de-al doilea stator al selsinului (fig. 7), care este montat în corpul dispozitivului de recepţie. Rotirea selsinului traductor va coincide exact cu rotirea selsinului în receptor şi astfel variaţiile de nivel vor putea fi transmise la distanţă.

Pentru transmiterea la distanţă a variaţiilor de presiune, vacuum, nivel şi debit, se poate folosi şi telemetria prin inducţie. Fiecare dispozitiv de acest tip este format din două părţi *A* şi *B*, compuse fiecare din cîte un solenoid, în interiorul căruia se deplasează liber un plunger de oţel. Dacă plungerul indicatorului se ridică în sus, atunci rezistenţa totală a sistemului *A—B* se repartizează în aşa fel, încît în partea *A* ea va creşte, iar în partea B va scade şi, de aceea, intensitatea curentului din aceasta va creşte, producînd deplasarea similară şi a plungerului din partea *B*; în felul acesta se transmit indicaţiile mecanice ale plungerului *A*.

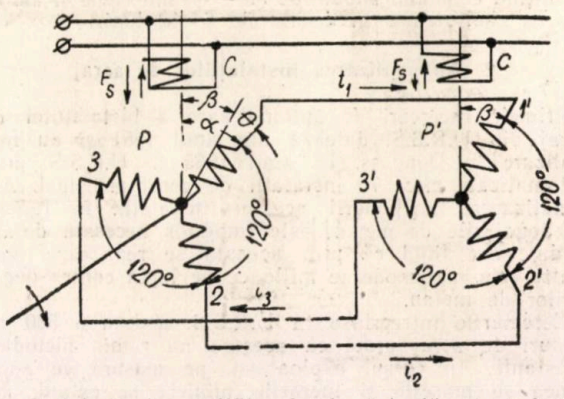


Fig. 7. Schema transmiţătorului la distanţă prin inducţie autosincronizată.

Controlul de la distanță prezintă neajunsul folosirii unor cabluri de control cu multe fire. Singura soluție rămîne numai telecomanda prin două sau mai multe conductoare. În acest scop se poate folosi cablu telefonic obișnuit, care permite realizarea telecontrolului și telecomenzii cu peste 20 semnale, la distanțe de peste 1,2 km.

Comanda de la distanță a instalației se face de la un punct de dispecer sau de comandă generală, în sarcina căruia intră controlul operativ și uneori și comanda tuturor elementelor, îndrumarea personalului de deservire, asigurarea unei funcționări continue etc. Schema mnemotehnică a punctului de dispecer cuprinde contactele de comandă ale diferitelor semnalizări și elemente ale automatizării.

Aplicarea comenzii de la distanță este indicată mai ales în cazul exploatării pe mai multe orizonturi, iar sistemele cele mai folosite se grupează, în ordine, astfel: cu selsine, cu transmisie telemecanică, cu transmisie cu rezistență activă. În viitor se prevede o mare dezvoltare a telecomenzii de capacitate mică și medie (10—50 semnale), intervalul între două grupe de semnale fiind de 1—1,5/s.

Economicitatea automatizării instalațiilor de evacuare a apei. La instalațiile de evacuare a apelor de capacitate redusă și alimentate în joasă tensiune, salariile intră în prețul de cost cu 60—70%. Automatizarea unor astfel de instalații în U.R.S.S. a condus la economii anuale de 20 000—30 000 ruble, permițînd amortizarea investițiilor respective în decurs de 6—8 luni.

La instalațiile de evacuare a apelor de mare capacitate și alimentate în înaltă tensiune, partea de salarii reprezintă un procent mai redus din totalul prețului de cost, dar — în același timp — cheltuielile de amortizare sînt mult mai mari. Rezultă deci că pentru instalațiile de pompare de mare capacitate, automatizarea prezintă avantaje economice numai în cazul cînd, în afară de reducerea personalului de deservire, se asigură și o funcționare a pompei în zona de regim optim (adică în zona randamentelor urcate) și cînd prin automatizare se creează condițiile pentru mărirea duratei de serviciu a pompelor.

Experiența sovietică a arătat în această privință că, prin introducerea automatizării, cazurile de defectare a pompelor s-au redus cu 85—90%, față de situația cînd acestea erau comandate manual. Totodată, folosirea la maximum a pompelor a permis realizarea unei economii de energie electrică de 3—8%, prin eliminarea mersului în gol la pornire.

În ce privește personalul de deservire, experiența sovietică a arătat că prin automatizare se obține o reducere a acestuia cu 60—70%, reducerea fiind de 3—4 muncitori la fiecare instalație automatizată.

În cazul instalațiilor de evacuare a apelor de mare capacitate și alimentate în înaltă tensiune, datele din literatura de specialitate sovietică arată că investițiile pentru instalația de automatizare reprezintă 15—25% din costul utilajului electromecanic supus automatizării, permițînd economii anuale de 30—150 mii ruble și amortizarea cheltuielilor în decurs de 6—12 luni.

2. Automatizarea instalațiilor de aeraj

Primele încercări de automatizare a instalațiilor de aeraj din U.R.S.S. datează din anul 1951 și au fost realizate în Donbass. În anul 1955 în U.R.S.S. erau automatizate circa 75 instalații de aeraj principal. Automatizarea funcționării acestor instalații, în funcție de degajările de metan, este imperios necesară de introdus, dat fiind că prin aceasta se realizează unul dintre cele mai moderne mijloace de luptă contra degajărilor de metan.

Cercetările întreprinse în U.R.S.S. asupra a 500 regimuri de aeraj arată că acestea nu rămîn niciodată constante. În cursul exploatării, pe măsură ce adîncimea se mărește și lucrările miniere se extind, din cauza creșterii degajărilor de metan, este necesar să se mărească debitul și depresiunea creată de ventilator. Un exemplu în acest sens îl constituie situația de la mina Karl Marx din Donbass, unde degajările maxime de metan au crescut de 15,7 ori în decurs de cinci ani.

Caracteristicile unei rețele de aeraj suferă însă variații importante chiar în cursul unei zile, în funcție de degajările de metan, care sînt proporționale cu producția de cărbune realizată, modul de tăiere etc. Astfel, în schimburile productive, degajările de metan sînt cu 20% mai mari decît în schimburile de întreținere, iar cantitatea de metan degajată cînd tăierea se face cu combina este de 5,4 ori mai mică decît în cazul tăierii cu haveza și ciocanul de abataj, simultan cu încărcarea și transportul cărbunelui.

Datorită variației continue a rezistenței rețelei de aeraj a unei mine și faptului că ventilatorul se alege în funcție de cerințele maxime, în anumite perioade instalația de aeraj va lucra cu un consum suplimentar de putere de la rețea, deci neeconomic. Acest fapt impune automatizarea instalației de aeraj în funcție de caracteristicile variabile ale rețelei de aeraj și de starea degajărilor de metan din subteran.

Scheme pentru reglarea automată a aerajului general. Reglarea regimului de aeraj creat de ventilatoarele axiale se poate realiza prin reducerea vînei de aer cu ajutorul registrului, prin modificarea turației ventilatorului sau prin modificarea înclinării paletelor rotorului sau ale statorului.

Dintre aceste procedee, cel mai economic și mai rațional este reglarea funcționării ventilatorului prin modificarea înclinării paletelor. Ventilatorul cu palete rotative reprezintă de fapt o instalație care sintetizează mai multe ventilatoare cu diferite caracteristici. Prin rotirea paletelor rotorului se pot varia, între limite foarte largi, atît depresiunea cît și debitul ventilatorului. Reglarea paletelor rotorului se face manual, numai atunci cînd ventilatorul nu funcționează. În ultimul timp se folosește reglarea prin modificarea poziției paletelor statorului, operație care poate fi realizată mecanic, cu mare precizie, chiar în timpul funcționării ventilatorului.

Una dintre cele mai recente scheme de automatizare a aerajului este cea din fig. 8, care, în cazul creșterii degajărilor de metan sau în cazul reducerii bruște a debitului de aer într-un anumit sector, permite mărirea automată a debitului ventilatorului pînă la valoarea admisă de înclinarea paletelor sau de puterea motorului. Comanda automată este dată de releele analizatoare de metan MP_1—MP_2 sau de debitmetrele D_1—D_4. Acestea comandă releul intermediar MR, care — prin contactele sale 2 MR — decuplează dispozitivul P_3 de reducere a debitului și conectează dispozitivul P_4 de mărire a debitului. Astfel, independent de debitul ventilatorului, regulatorul de impuls va trimite impulsuri pentru mărirea debitului ventilatorului, pînă ce se deconectează întreruptorul de cap de cursă KB-2.

Eficacitatea aerajului lucrărilor miniere subterane nu depinde numai de debitul și depresiunea create de ventilator, ci și de corecta distribuire a aerului între diferitele sectoare și abataje. Distribuirea aerului în diferite puncte se face în cele mai dese cazuri prin ușile de aeraj. Pentru îmbunătățirea controlului și a distribuirii aerului în mine, în U.R.S.S. s-a propus o schemă de control de la distanță, care constă dintr-un anemometru electric, un releu de metan și dispozitivul de reglare a secțiunii de trecere a ferestrei din ușa de aeraj, dispozitiv ce poate fi comandat de la distanță.

Dintre dispozitivele care permit o perfectă funcționare a instalației de aeraj se citează cel de inversare a curentului de aer. Majoritatea acestor dispozitive (uși) nu asigurau însă aceeași etanșeitate în cele două regimuri de aeraj (suflant și aspirant), din care cauză Institutul Ghiprougleavtomatizația din U.R.S.S. a propus o serie de perfecționări ale acestor dispozitive, în așa fel ca inversarea curentului să se poată realiza rapid și eficient.

La unele exploatări din U.R.S.S. s-a trecut la comanda de la distanţă a instalaţiilor de aeraj. Schema unei astfel de instalaţii se realizează prin aparataj telefonic de dimensiuni reduse, care prevede controlul continuu al depresiunii şi, la nevoie, al debitului, ambele realizate printr-un manometru diferenţial cu membrană. In regiunea Krivoi-Rog a fost experimentată trecerea la comanda de la distanţă şi a unor instalaţii de aeraj secundar cu puteri de 5—30 kW.

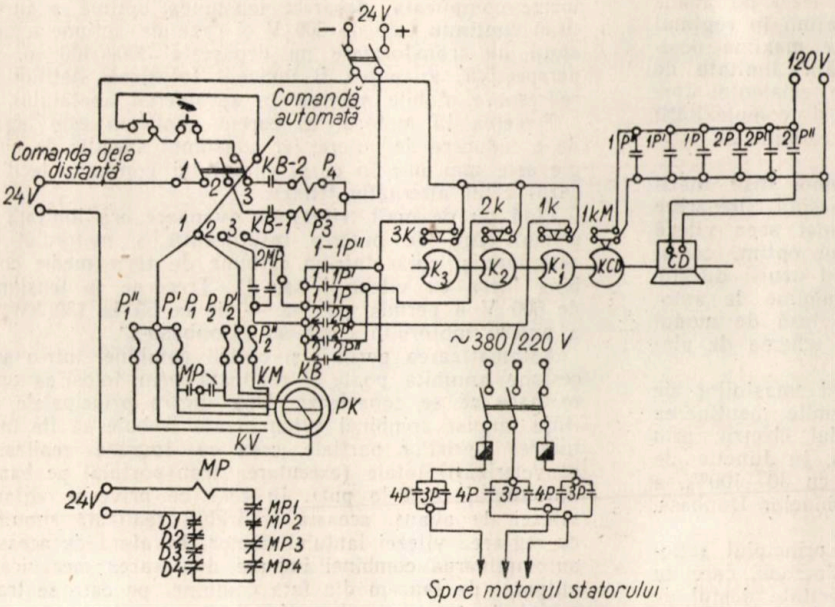


Fig. 8. Schema reglării automate a instalaţiei de aeraj cu releu de metan.

O realizare de o deosebită importanţă este cea a automatizării funcţionării ventilatoarelor tubulare cu deconectarea aparatajului electric din fronturile de săpare în fund de sac, în cazul distrugerii regimului normal de funcţionare din frontul de săpare. Prima instalaţie experimentală a fost făcută de Institutul VUGI. Dispozitivele principale constau dintr-un întreruptor cu membrană, un releu intermediar antigrizutos şi un demaror magnetic, ce comandă un grup de demaroare ale mecanismelor din frontul de săpare. Membrana de control al vitezei aerului în tubul de aeraj se montează în tub şi, prin contactul electric din centrul membranei, transmite indicaţiile membranei la dispozitivul de deconectare al utilajelor din frontul de săpare. Această schemă de automatizare nu se poate aplica decît în cazul unei electrificări totale a fronturilor de săpare.

3. Automatizarea instalaţiilor de aer comprimat

Energia pneumatică constituie una dintre principalele forme de energie care se foloseşte în industria minieră. Astfel, din totalul de energie necesară unei exploatări de minereuri, circa 30—40% se consumă pentru producerea aerului comprimat. Această caracteristică impune ca automatizării instalaţiilor de aer comprimat să i se acorde atenţia cuvenită în industria minieră.

Realizările în această direcţie se referă atît la automatizarea funcţionării staţiilor de compresoare cît şi la controlul reţelelor de aer comprimat.

Schema de automatizare a instalaţiei de compresoare. Recent, la o mină din Krivoi-Rog, a fost realizată automatizarea unei staţii formate din cinci compresoare de cîte 100 m³/min şi trei compresoare de cîte 37, 60 şi 100 m³/min. Toate compresoarele sînt de tipul cu piston, bietajate, cu dublă acţiune şi orizontale, funcţionînd cu un singur colector de aer comprimat.

Cuplarea şi decuplarea fiecărei unităţi se face după un anumit grafic, comandat de un ceasornic cu impulsuri. Acesta cuplează releul de comandă care pune în funcţiune pompa de răcire şi, după creşterea presiunii apei la valoarea cerută, este conectat releul de comandă al compresorului. Intrarea în funcţiune a compresorului se face prin conectarea pompei de ungere respective, apoi a sistemului motor-generator de excitaţie, a motorului asincron şi deschiderea ventilului de pe conducta de presiune. După ce grupul motor-generator ajunge la sincronism, adică după conectarea excitaţiei, se conectează şi al doilea releu de comandă de pe tabloul central de comandă, toate manevrele repetîndu-se la compresorul următor.

Debitul compresorului se reglează iniţial, prin regulatorul de debit al compresorului, între limitele de 100 şi 150 m³/min. Dacă din cauza variaţiei mari a debitului presiunea rămîne în afara limitelor prescrise, schema permite cuplarea sau decuplarea celorlalte compresoare. Schema prevede măsurarea de la distanţă a temperaturii aerului după fiecare treaptă, a refrigerentului intermediar, a apei de răcire şi a aerului din sala compresoarelor. De asemenea, schema permite semnalizarea acustică şi vizuală a supraîncălzirii lagărelor, a reducerii presiunii de ungere, a presiunii anormale a aerului comprimat a reducerii bruşte a presiunii apei de răcire, cum şi a cazurilor de distrugere a protecţiei fiecărei acţionări a compresoarelor. Avaria constatată fiind înregistrată automat, se decuplează agregatul respectiv, nepermiţîndu-se cuplarea acestuia pînă cînd avaria nu a fost lichidată.

Automatizarea instalaţiilor de compresoare permite mărirea siguranţei în exploatare, menţinerea presiunii aerului comprimat la nivelul impus, reducerea consumului specific de energie electrică, îmbunătăţirea controlului proceselor tehnologice şi a stării maşinii. Experienţa sovietică a arătat că cheltuielile de automatizare revin la circa 25 000—30 000 ruble pe compresor, sumă care — considerînd numai reducerea de personal — se poate amortiza în decurs de 3—4 ani.

Automatizarea controlului reţelelor de aer comprimat. In R. F. Germană a fost realizată o instalaţie de control al reţelei de aer comprimat.

Măsurătorile de presiune efectuate de un manometru electric în diferitele puncte ale reţelei sînt transformate în impulsuri electrice a căror frecvenţă depinde de deplasarea acului indicator pe cadranul manometrului. Impulsurile emise de la punctele de consum sînt recepţionate la punctul de dispecer de către un manometru, care — printr-un dispozitiv asemănător — transformă impulsurile electrice în indicaţii de presiune. In acest mod dispecerul poate regla, în orice moment, distribuţia aerului comprimat, atît ca debit cît şi ca presiune, în diferitele puncte consumatoare.

4. Automatizarea maşinilor de tăiat

Automatizarea abatajului este una dintre principalele tendinţe ale mineritului modern şi singura capabilă să permită exploatarea zăcămintelor plasate în condiţii din ce în ce mai grele, la un preţ de cost acceptabil.

Ideea automatizării abatajului nu a fost realizată încă pe scară industrială, realizările obţinute pînă acum în acest domeniu referindu-se mai ales la automatizarea minimă sau funcţională a mecanismelor de tăiere.

Automatizarea maşinilor de tăiat constituie un vast cîmp de cercetări, mai ales în ceea ce priveşte studiul

tăria cărbunelui dintr-un acelaşi strat variază destul de mult, uneori chiar între limitele aceluiaşi abataj, datorită, în primul rînd, neuniformei repartizări a intercalaţiilor. Cercetările întreprinse, cu ani în urmă, în U.R.S.S. au căutat să stabilească principalele caracteristici ale tăierii mecanice şi condiţiile regimului optim de tăiere.

Automatizarea minimală a maşinilor de tăiat. Prin automatizarea minimală s-a urmărit în primul rînd obţinerea capacităţii maxime posibile de lucru a maşinii de tăiere. Comanda manuală a vitezei de avans nu asigură întotdeauna funcţionarea maşinii în regimul optim, corespunzător capacităţii tehnice maxime posibile, datorită în primul rînd capacităţii limitate de supraîncărcare a motorului de acţionare, existenţei unei reglări în trepte a vitezei de avans şi complexităţii stabilirii regimului optim, chiar pentru cărbuni de tărie constantă.

Folosirea regulatorului automat permite însă mărirea capacităţii de supraîncărcare a maşinii, deoarece acest dispozitiv menţine în mod automat acea viteză de avans care este necesară regimului optim, corespunzător tăriei variabile a cărbunelui şi uzurii diferite a cuţitelor. Reuşita folosirii schemei minime de automatizare a maşinilor de tăiat depinde însă de modul just în care se alege viteza de tăiere, schema de plasare a cuţitelor pe lanţul tăietor etc.

Automatizarea minimă a funcţionării maşinilor de havat şi a combinelor de cărbuni permite menţinerea practic constantă a încărcării motorului electric prin reglarea automată a vitezei de avans, în funcţie de tăria cărbunelui. Ea permite o mărire cu 30—100%, a capacităţii de lucru a havezelor şi combinelor Donbass, faţă de comanda manuală.

Cele expuse mai sus sînt bazate pe principiul acţionării maşinilor de tăiat cu motoare asincrone, care au o caracteristică foarte rigidă şi o capacitate destul de redusă de supraîncărcare. Analizînd însă problema din punctul de vedere al deplinei concordanţe care trebuie să existe între motorul electric de acţionare şi condiţiile de lucru ale mecanismului, rezultă că motorul asincron cu curent alternativ trifazic nu este indicat pentru acţionarea maşinilor de tăiat şi că în acest scop ar fi indicată folosirea motoarelor cu curent continuu.

In tabela 1 sînt date comparativ, pentru motorul asincron şi pentru motorul cu curent continuu, o serie de caracteristici.

Tabela 1

Indice	Asincron	Motor de curent continuu		
		serie	excitaţie mixtă	în paralel
Caracteristica mecanică	rigidă	foarte flexibilă	foarte flexibilă	rigidă
Capacitatea de supraîncărcare	1,6	4	3,5	3
Sensibilitatea la scăderea de tensiune în reţea	foarte sensibilă	insensibilă	sensibilitate redusă	sensibil
Prezenţa pieselor ce dau loc la sclatei	nu	da	da	da
Alimentarea	de la transformator	de la redresor	de la redresor	de la redresor
Cos φ	sub 1	1	1	1

Din tabelă se vede că folosirea motorului cu curent continuu pentru acţionarea maşinilor de havat şi a combinelor de cărbune prezintă avantaje faţă de acţionarea cu motor asincron cu curent alternativ trifazic şi ar permite cea mai simplă rezolvare a problemei automatizării acestor maşini. Cel mai modern sistem ar fi cel al acţionării cu motor-generator, care ar permite reglarea automată a motorului electric la orice regim de funcţionare.

Alimentarea cu curent continuu a abatajelor este însă foarte complicată, deoarece tensiunea optimă a curentului continuu este de 600 V şi raza de acţiune a unei staţii de transformare nu depăşeşte 300—400 m. Ca perspectivă, ar putea fi indicată folosirea staţiilor de redresoare mobile montate în apropierea abatajului.

Trecerea la motorul cu curent continuu este legată de o reducere de putere, iar consumul specific de energie este mai mic în cazul curentului continuu decît în cazul celui alternativ trifazic.

Pînă nu de mult, viteza de avansare era limitată în primul rînd de puterea insuficientă a motorului de acţionare şi chiar într-un cărbune de tărie medie combina lucra cu viteza I sau II. Trecerea la tensiunea de 600 V a permis mărirea — de la 65 la 130 kW — a puterii motorului combinei „Donbass-2".

Automatizarea pornirii şi opririi combinei într-o succesiune anumită poate fi realizată prin folosirea unor motoare ce se conectează. Una dintre principalele cerinţe impuse combinei automatizate trebuie să fie înlăturarea opririlor parţiale, ceea ce impune realizarea conveierizării totale (executarea transportului pe bandă din abataj pînă la puţ). In ceea ce priveşte reglarea vitezei de avans, aceasta ar trebui realizată simultan cu reglarea vitezei lanţului tăietor. In afară de aceasta, automatizarea combinei impune deplasarea mecanică a stîlpului de reazem din faţa combinei pe care se trage cablul de tracţiune al combinei.

Comanda de la distanţă a maşinilor de tăiere. In U.R.S.S. s-a realizat comanda de la distanţă a combinei „Donbass-1", folosind demarorul magnetic antigrizutos PMVI-1358 şi un cablu flexibil cu şase fire.

Această schemă asigură cuplarea şi decuplarea de la distanţă a demarorului magnetic din galerie cu ajutorul unei manete montate pe combină, controlul continuu al punerii la pămînt a instalaţiei, protejarea motorului principal al combinei împotriva supraîncărcărilor cum şi protejarea cablului împotriva curenţilor de scurtcircuit. Neajunsul acestei scheme constă în faptul că nu permite pornirea motorului din galerie şi decuplarea motorului în cazul unei distrugeri a pămîntării.

In S.U.A., comanda de la distanţă a fost experimentată la combina firmei Carbid and Carbon Chemicals, destinată abatajelor cameră, fiind realizată prin intermediul a 22 relee şi al unui cablu cu 14 fire. Poziţia în spaţiu a combinei este înregistrată cu un dispozitiv denumit „stratoscop" sau „ochi electric". Stratoscopul este legat la două osciloscoape montate în cabina de comandă de la suprafaţă. Traseul cuţitelor frezei apare pe ecranele celor două osciloscoape sub

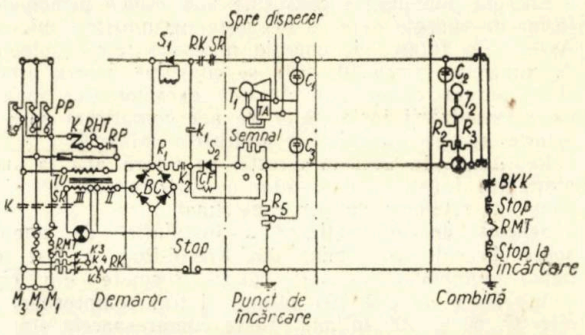


Fig. 9. Schema VUGI de comandă de la distanţă, comunicaţii şi semnalizare cu asigurarea unor comunicaţii telefonice între dispecer şi cabină.

forma unui cerc. Cînd cuțitul pătrunde într-o rocă mai dură, în sectorul respectiv apar o serie de sinusoide, iar deviația cercului indică deviația combinei în sus sau în jos, dînd posibilitate mecanicului să corecteze traseul combinei prin intermediul unui împingător hidraulic care modifică poziția organului tăietor, prins într-o articulație de corpul combinei.

Institutul VUGI din U.R.S.S. a realizat o nouă schemă de comandă de la distanță a utilajelor din abataj, în care au fost introduse relee de protecție împotriva scurgerilor la pămînt; s-a simplificat sistemul circuitelor de comandă și s-a modernizat sistemul de semnalizare. In noua schemă (fig. 9) legătura dintre punctul de încărcare și dispecer și dintre combină sau haveză și dispecer se face cu ajutorul unui aparat telefonic fără baterie, tip BBA-RVI, montat la punctul de încărcare. Comanda telefonică permite oprirea și pornirea de la distanță a mașinii, semnalizarea între mașină și punctul de încărcare și dispecer, protecția împotriva punerii la pămînt defectuoase, blocarea circuitului mașinii în cazul scurgerilor la pămînt, protecția împotriva pierderii comenzii și supraîncărcării.

Unul dintre principalele neajunsuri ale schemelor de comandă de la distanță a mașinilor din abataj îl constituie necesitatea folosirii de prea multe conductoare. Totuși, pentru viitor se recomandă să se facă comanda de la distanță a mașinilor mobile (din abataj) prin conductoare care alimentează motorul electric, comanda prin curenți de înaltă frecvență fiind indicată la instalațiile fixe (în special în uzinele de preparare).

5. Automatizarea instalațiilor miniere de transport

In domeniul transportului se cunosc toate tipurile de automatizare, și anume: minoră (la locomotive)), majoră (la liniile de transportoare), comanda de la distanță (la troliu, locomotive) și complexă (la locomotive).

In țările capitaliste problemele automatizării transportului subteran au fost rezolvate într-o mică măsură. In schimb, în U.R.S.S. acestor probleme li s-a dat o mare atenție obținîndu-se rezultate tehnico-economice deosebite, rezultate ce vor fi menționate în cele ce urmează.

Automatizarea instalațiilor de transport cu transportoare. Automatizarea instalațiilor de transport continuu se face pe două căi, și anume: benzile transportoare care fie că sînt încadrate într-un sistem de dispecer (numai pentru demarare), fie că sînt complet automatizate, și transportoarele cu raclete, care sînt prevăzute numai cu comandă de la distanță.

Instalațiile de transport continuu, alcătuite din transportoare de diferite tipuri, permit o comodă adaptare a automatizării prin comandă de la distanță. In anul 1955, în cadrul industriei carbonifere din U.R.S.S. au fost date în funcțiune 85 de linii de astfel de transportoare de abataj, comandate de la punctele de încărcare.

Pentru deservirea liniilor de transportoare din cîmpul de exploatare, instalația este dotată cu mai multe relee de viteză pentru fiecare transportor în parte și cu un releu unic de blocare a întregii instalații, releu plasat la punctul de încărcare în vagonete, care funcționează în momentul înfundării jgheabului de încărcare, sau în momentul cînd nu există vagonete goale la încărcare.

O astfel de schemă, realizată pe baza comenzilor hidraulice, este cea arătată în fig. 10. Ea permite încărcarea vagonetelor aflate sub transportor, deplasarea automată a vagonetelor, rotirea jgheabului de încărcare din bandă de la un vagonet la celălalt, cum și blocarea transportorului din abataj. Instalația de automatizare constă dintr-un dispozitiv cu două bile metalice suspendate, care controlează umplerea vagonetelor. Pe măsură ce vagonetul se umple, cele două bile sînt ridicate de materialul din vagonet, comandînd funcționarea lentă a împingătorului. Trecerea următorului vagonet la încărcare este semnalată de două brațe ce se reazemă pe vagonet, care comandă modificarea poziției jgheabului de descărcare.

Liniile de transportoare montate în lucrările miniere (galerii sau planuri înclinate) sînt comandate automat prin intermediul unor relee ce permit intrarea succesivă în funcțiune și, totodată, blochează și semnalizează un caz de avarie. Funcționarea fiecărui transportor depinde de modul în care funcționează transportorul următor (în direcția deplasării materialului).

Automatizarea transportoarelor cu raclete s-a extins mai greu, dar în prezent există scheme care permit funcționarea automată și a acestor instalații. La aceste

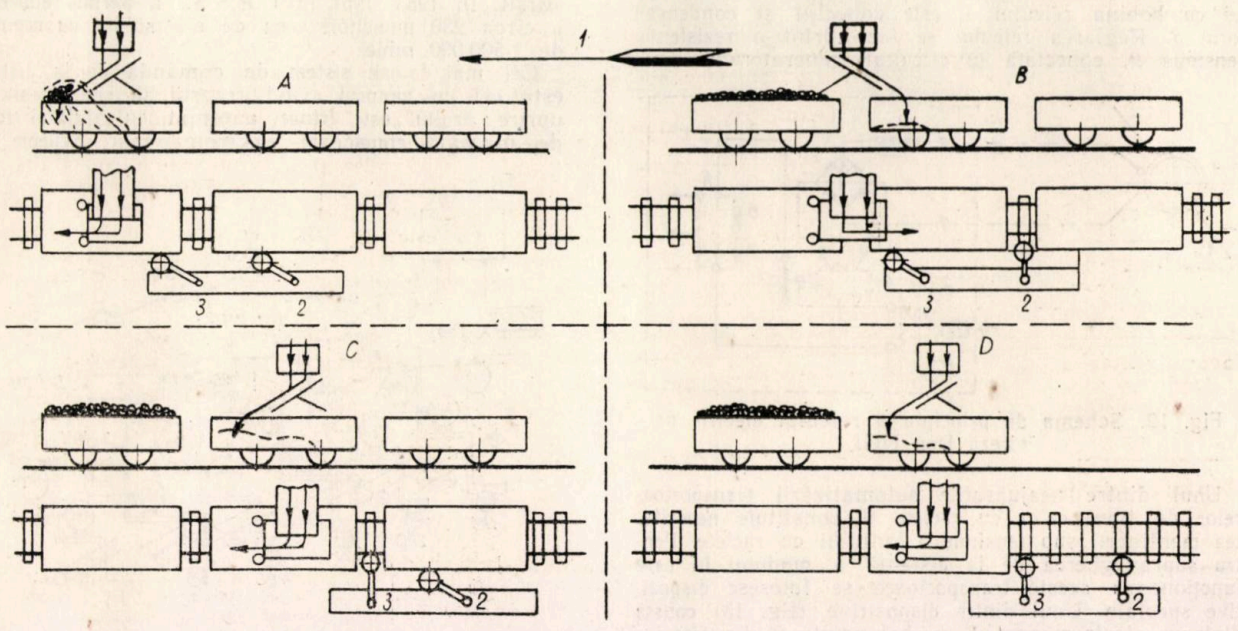


Fig. 10. Funcționarea mecanismului de încărcare automată a vagonetelor:
A, B, C, D — succesiunea dispozitivului de comandă; *1* — direcția de mișcare a vagonetelor; *2* și *3* — brațele de comandă ale dispozitivului de încărcare.

noi scheme se foloseşte un releu hidraulic de viteză modernizat (fig.11). Acest releu se montează de jgheabul motorului de acţionare, fiind acţionat de ramura goală a lanţului de raclete. Releul este de construcţie antigrizutoasă şi constă dintr-un sistem hidraulic compus dintr-o pompă de ulei *1*, mecanismul de cuplare

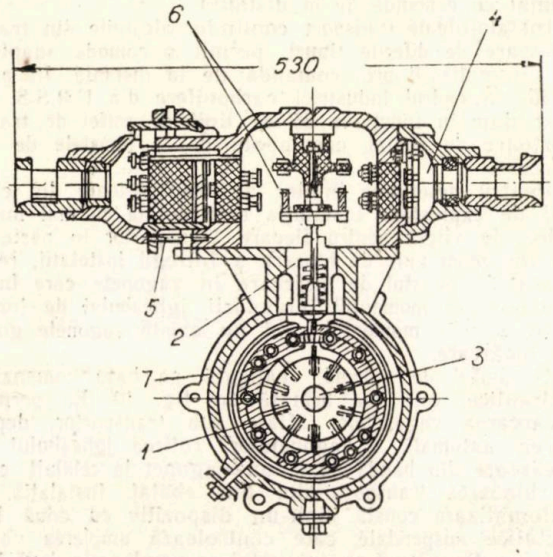


Fig. 11. Releu hidraulic de viteză tip RSS-1 :
A — secţiune prin releu ; *B* — modul de montare a releului.

2, carcasa cu contactele *4* şi *5* şi grupul de contacte *6* ale circuitului de comandă. Pompa de ulei de viteză redusă, cu un singur sens de acţiune, are un rotor cu zece palete glisante, plasate radial, iar mecanismul de cuplare al grupului de contacte este de forma unui cilindru cu piston menţinut în poziţia inferioară prin intermediul unui resort.

Tot în U.R.S.S. a fost realizat şi un releu electric de viteză (fig. 12), care constă dintr-un tahogenerator *1* de curent alternativ, care, prin redresorul *2*, alimentează un releu sensibil polarizat *4*. Acest releu închide circuitul releului de curent alternativ *8*. Pentru crearea intervalului de timp de acţionare, în paralel cu bobina releului *4*, este conectat şi condensatorul *3*. Reglarea releului se face printr-o rezistenţă sensibilă *9*, conectată în circuitul generatorului.

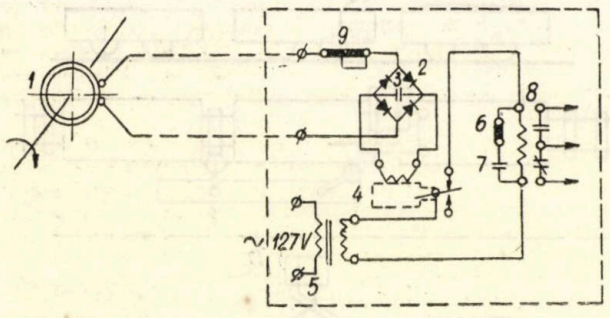


Fig. 12. Schema de principiu a releului electric de viteză Don UGI.

Unul dintre neajunsurile automatizării transportoarelor de tipul celor cu raclete îl constituie necesitatea menţinerii sub tensiune a lanţului cu raclete. Pentru supravegherea de la distanţă a modului în care funcţionează aceste transportoare se folosesc dispozitive speciale. Unul dintre dispozitive (fig. 13) constă dintr-un electromagnet *1*, cu bobinajele *2*. La trecerea racletei *3* pe deasupra magnetului, bobinajul este excitat şi impulsurile de la fiecare transportor sînt recepţionate într-un punct unic, permiţînd controlul permanent al funcţionării transportoarelor.

Un exemplu de automatizare a liniilor de transportoare este cel al minei nr. 1 „Celiuskinţi", unde pe un plan înclinat cu lungimea de 1 700 m s-au montat în cascadă 12 benzi transportoare, care transportă zil-

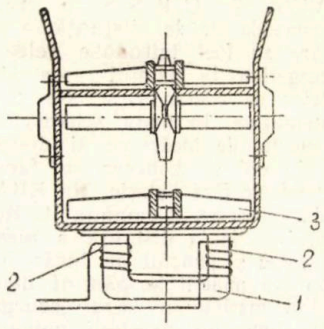


Fig. 13. Schema dispozitivului de control al funcţionării transportoarelor cu raclete, tip VUGI.

nic 1 600 t. După automatizarea acestei linii de transportoare, efectuată conform schemei din fig. 14, în locul a 46 mecanici, 11 electricieni şi doi lăcătuşi, deci în total 59 muncitori, deservirea întregii linii se face de către o echipă de 33 muncitori. Această echipă recepţionează semnalul de la punctul de încărcare şi, după o semnalizare prealabilă în lungul liniei de transportoare, cuplează succesiv cele 12 transportoare. Prin cuplarea ultimului transportor, întreaga linie intră în funcţiune complet automatizată.

Economia rezultată la această mină, numai din reducerea numărului de muncitori ce deservesc instalaţia, a fost de 200 000 ruble pe an.

Automatizarea transportului cu funie fără sfîrşit. Mărirea capacităţii de transport pe planurile înclinate se poate realiza prin automatizarea funcţionării troliilor cu funie fără sfîrşit, ce deservesc aceste trasee. In U.R.S.S. circa 94% din planurile înclinate sînt dotate cu instalaţii de transport cu funie, din care 56,8% sînt realizate cu funie fără sfîrşit. Trecerea la comanda de la distanţă a 132 trolii cu funie fără sfîrşit, în 1953—1954 în U.R.S.S., a permis eliberarea a circa 230 muncitori ceea ce s-a soldat cu economii de 1 500 000 ruble.

Cel mai folosit sistem de comandă de la distanţă este cel cu motorul avînd rotorul în scurtcircuit. La oprire, troliul este frînat automat cu ajutorul funiei de manevră comandată electromagnetic. Scheme mai

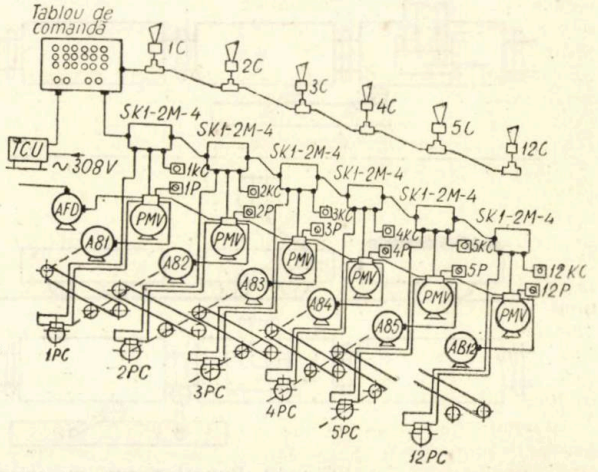


Fig. 14. Schema de montaj a instalaţiei de automatizare a unei linii de 12 benzi transportoare.

recente permit realizarea de la distanță a cuplării troliului, oprirea și schimbarea sensului, frînarea automată și protecția împotriva supraîncărcării. Una dintre cele mai reușite scheme este cea realizată de VUGI.

Alte scheme de automatizare a instalațiilor cu funie fără sfîrșit sînt destinate acționărilor cu motoare cu rotor fazat, cu releu polarizat sau cu releu electronic, cu servomotor universal, cu controler în ulei, cu reostat cu lichid în circuitul rotorului etc.

Automatizarea transportului cu trolii. În urma experimentărilor făcute în U.R.S.S. asupra troliilor cu funie și asupra troliilor screper, s-a putut trece la automatizarea acestora.

În ce privește automatizarea instalațiilor de trolii cu funie, trebuie să se țină seama de următoarele condiții specifice de funcționare mai importante a acestor instalații, și anume:

— Variația importantă a sarcinii de încărcare din cauza variației numărului și greutății vagonetelor, a trecerii acestora de pe traseul orizontal pe traseul în pantă și a modificării pantei planului înclinat;

— Funcționarea sistematică a troliului atît în regim motor, cît și în regim generator;

— Necesitatea a cel puțin două viteze: una pentru circulația normală a vagonetelor (viteza nominală 0,3—0,5 m/s) și alta pentru transportul anumitor materiale (explozivi), care trebuie să fie de numai 50—60% din viteza nominală.

Institutul Ghiprouglemaşavtomatizația, ținînd seama de condițiile specifice de mai sus, a propus două scheme de automatizare pentru troliile cu funie: una folosind un motor suplimentar cu rotorul în scurtcircuit, de viteză redusă, și alta folosind un reductor diferențial.

Prima schemă, denumită și „cu microacționare", asigură o viteză redusă stabilă, independentă de încărcare, și permite coborîrea sarcinilor cu viteză redusă, în regim de frînare realizată cu generatorul microacționării.

Schema cu reductor diferențial este indicată pentru instalațiile cu viteză de transport de peste 3 m/s. În acest caz, acționarea se realizează prin două motoare asincrone cu rotorul în scurtcircuit sau prin rotirea celor doi arbori în sensuri diferite, cînd axul reductorului se rotește cu o viteză de 17% din cea nominală. La frînare, turația motorului auxiliar este de 60% din turația nominală de transport.

În ceea ce privește automatizarea instalațiilor de screper, acestea trebuie să posede:

a) o acționare aparte pentru cuplarea benzii de frînă;

b) un releu care să modifice sensul de rotire.

Pentru acționarea benzii de frînă s-au experimentat: magnetul de frînare, acționarea hidraulică, cuplele mecanice și acționarea pneumatică. Dintre toate, acționarea pneumatică a dat cele mai bune rezultate, permițînd o reglare uniformă a cuplării tobelor prin intermediul unui robinet cu trei căi, care asigură o forță mare de strîngere a benzii (pînă la 150 — 200 kgf), cum și simplitate în întreținere. Singurul neajuns îl constituie necesitatea folosirii a două feluri de energie. S-au folosit relee cu inducție sau relee de timp.

Cinematica unui troliu screper constă dintr-un reductor, al cărui arbore de acționare este cuplat printr-un lanț de transmisie cu tamburul troliului. În cazul desfășurării întregului cablu, acest arbore acționează asupra unor elemente electrice care împiedică continuarea desfășurării. Prin automatizare se limitează cursa goală sau plină a screperului, permițînd revenirea la încărcare în cazul în care cutia screperului nu s-a umplut în mod suficient.

Automatizarea transportului cu locomotive. Automatizarea transportului cu locomotive a necesitat în primul rînd modificarea constructivă a vagonetelor. Astfel, la început, vagonetele erau construite pentru descărcare prin fund, mai tîrziu s-au introdus cuplele rotative, care permit culbutarea vagonetelor fără decuplarea lor de la tren, iar în ultimul timp se remarcă numărul tot mai mare al vagonetelor cu cuplare automată.

De asemenea, automatizarea transportului cu locomotive electrice a impus, în prealabil, simplificarea schemei de circulație a trenurilor și reducerea volumului de manevre efectuate la punctele de încărcare și în rampe.

Pentru automatizarea locomotivelor electrice, în U.R.S.S. s-au propus două soluții, și anume:

— propunerea lui B. S. Belovidov, care constă în modificarea motoarelor în sensul menținerii unor caracteristici rigide la circulația în zonele orizontale și în special în pantă descendentă și a unor caracteristici elastice la circulația în pantă ascendentă. În acest sens s-a propus motorul cu excitație în paralel, ca fiind mai corespunzător;

— propunerea lui A. V. Rîsiev, care se bazează pe o radicală simplificare a tuturor operațiilor de comandă și a schemei de circulație a trenurilor. Din punctul de vedere al complexității, A. V. Rîsiev împarte schemele în șapte grupe, din care numai următoarele patru pot fi complet automatizate:

a) *Cazul unui tren care circulă între două puncte, avînd într-o cursă două perioade de accelerare și două perioade de frînare.* În acest caz, fiecare locomotivă electrică este alimentată individual de la un generator din substația de redresare. Pornirea și reglarea vitezei se fac prin modificarea tensiunii de alimentare a motorului, modificare ce are loc în întreaga rețea de alimentare. În acest mod, comanda se face conform sistemului generator-motor. La oprire se reduce tensiunea din rețea și frînarea se poate realiza cu motorul sau printr-o frînă automată. În cazul acestei scheme, pe locomotivă nu se montează contactor de comandă și reostat de pornire, toată comanda locomotivei — inclusiv inversarea — fiind înglobată în substația de tracțiune.

b) *Cazul a două trenuri circulînd între două puncte și neavînd operații suplimentare de efectuat, cu cîte o accelerare și o frînare la extremitățile fiecărui traseu.* În acest caz automatizarea se poate realiza fie prin alimentarea diferită a liniei de vagonete pline și a celei de vagonete goale (ca în cazul a), sau prin reglarea vitezei chiar la locomotivă; în acest ultim caz, la locomotivă va exista un contactor de comandă.

c) *Cazul mai multor trenuri circulînd între două puncte și care, în afară de accelerări și frînări, nu efectuează și operații de manevră.* În această situație este necesar ca circulația să se efectueze după un grafic foarte strict. Rețeaua de contact trebuie împărțită în atîtea porțiuni cîte locomotive sînt simultan în circulație, fiecare porțiune fiind alimentată independent de la substația de tracțiune. Fiecare tren va pătrunde pe traseul unei porțiuni numai la eliberarea acesteia de către trenul precedent. Și în acest caz, întreaga comandă a locomotivelor este centralizată în substația de tracțiune.

d) *În cazul mai multor trenuri circulînd în diferite sensuri între punctele de încărcare și descărcare, automatizarea se realizează după principiul schemei precedente.* Avantajele acestor scheme constau în lipsa aparaturii de comandă la locomotivă, în eliberarea personalului și în realizarea de economii destul de mari.

Ca neajunsuri, citățm: imposibilitatea adaptării motoarelor electrice în serie la asemenea scheme, acestea neputînd funcționa decît la pante de egală rezistență; necesitatea unor locomotive suplimentare în punctele de manevră; complexitatea organizării transportului atunci cînd într-o aripă există peste trei locomotive; necesitatea de a avea prea multe redresoare (cîte unul pentru fiecare locomotivă); necesitatea reorganizării rampelor etc.

Automatizarea funcționării locomotivelor electrice a fost aplicată în U.R.S.S. la mina Gigant din Krivoi-Rog. Prin trecerea a 15 locomotive electrice la comanda de la distanță au fost eliberați 45 muncitori, ceea ce a permis o economie anuală de 600 000—800 000 ruble. În același timp, durata manevrelor la încărcare s-a

redus cu 20—25% iar consumul de energie electrică — cu 5—7%. Productivitatea muncitorilor de la transport a crescut de la 204 la 378 t/post. Prețul de cost a fost redus pe întreaga mină cu 5,5%.

La noile tipuri de locomotive electrice s-a automatizat funcționarea injectorului de nisip, a electromagneților pentru frînare și reglarea vitezei. Această automatizare se realizează în Anglia printr-un controler electropneumatic. În S.U.A. se folosesc locomotive grele de 25—40 t, comandate prin controler, legătura dintre dispecerul și mecanicul locomotivei fiind realizată telefonic.

Automatizarea manevrelor din rampele puțurilor. O importanță din ce în ce mai mare se acordă măririi capacității rampelor și, deci, a transportului și extracției prin automatizarea manevrelor din rampă. Astfel, în S.U.A. și Europa Occidentală, o serie de exploatări au trecut la comanda de la distanță, centralizată și, uneori, la automatizarea parțială sau completă a schimbării vagonetelor, a încărcării schipurilor și a funcționării culbutoarelor.

Manevra vagonetelor în rampă se face de către un singur cuplător. Ca noutăți se citează culbutoarele lungi, care culbutează simultan un tren de 10—25 vagonete și culbutoarele comandate prin celule fotoelectrice. În S.U.A., Anglia, Franța și R. F. Germană se extinde automatizarea manevrelor de la gura puțului prin folosirea de frîne, împingătoare, culbutoare, lanțuri elevatoare, macazuri automate și platforme pentru trecerea vagonetelor de pe o linie pe alta.

În U.R.S.S. aceste scheme sînt aplicate cu importante rezultate economice.

Semnalizarea, centralizarea și blocarea transportului. Problema cea mai actuală în domeniul transportului este cea a încadrării acestuia într-o schemă de semnalizare, centralizare și blocare automată, sau comandată de la distanță (SCB).

Sistemul SCB se aplică în exploatările cu capacități de peste 1 000 t/zi, care folosesc un număr mare de locomotive.

Aparatajul pentru sistemul SCB se compune din:

— semnalizatoare luminoase bicolore (roșu și galben), folosind becuri de 25 W și 126 V, în construcție antigrizutoasă;

— pedale de cale, care realizează legătura dintre trenul în mișcare și dispozitivele de semnalizare sau punctul de dispecer. Aceste pedale pot fi montate fie la șină, fie la firul de contact al troleului;

— macazuri comandate, care pot fi de trei tipuri: cu solenoid, electrohidraulice și electromecanice, toate putînd fi comandate fie printr-o pedală de cale, fie de la punctul de dispecer;

— tabloul de comandă și mnemotehnic, care permite recepționarea semnalizărilor date de indicatoarele de cale, înscrierea lor într-o mnemodiagramă și blocarea automată a anumitor trasee cu comandarea semnalizării și a schimbătoarelor de cale respective;

— relee codificate sau relee de timp.

Dintre cele două moduri de realizare a sistemului SCB, varianta automatizată are perspective mai mari decît varianta cu dispecer. Descrierea pe scurt a unei astfel de scheme ar fi următoarea: trenul, trecînd prin dreptul unui semnalizator, acționează asupra unui indicator care comandă schimbătorul de cale următor sau, în cazul cînd acesta a fost comandat mai înainte de alt releu, transmite comanda la semnalizator, care anunță linia ocupată. După trecerea prin schimbătorul de cale a primului tren, comanda indicatorului de cale se retransmite automat, acționează asupra schimbătorului de cale și anunță prin semnalizator calea liberă.

Rezultate bune s-au obținut folosind curent alternativ la tensiuni reduse de 80—90 V, transmis prin șine, pentru alimentarea diferitelor dispozitive de semnalizare, centralizare și blocare.

6 Automatizarea instalațiilor de extracție

Pentru mărirea capacității de extracție a unui puț și, deci, și a unei mine trebuie să se treacă la automatizarea instalației de extracție respective, care permite realizarea precisă a diagramei vitezei, deci reducerea la minimum a duratei ciclului, asigurînd totodată și exploatarea în siguranță a instalației de extracție, datorită reglării automate a vitezei și a protecției automate.

Avantajul economic al automatizării instalațiilor de extracție constă în mărirea indicelui de funcționare a mașinii și în reducerea personalului necesar. Astfel, experiențele au arătat că prin reducerea personalului de deservire, ca urmare a automatizării instalațiilor de extracție, se obțin economii, care în decurs de 2 ani depășesc cheltuielile de transformare a instalației în vederea automatizării.

Automatizarea instalațiilor de extracție acționate cu sistem generator-motor. Sistemul generator-motor este o instalație care prin ea însăși nu oferă posibilitatea unei reglări satisfăcătoare a vitezei, fără a folosi un aparataj auxiliar.

La unele dintre primele instalații de extracție de acest tip, automatizate (1951), s-a folosit un reostat de excitație acționat de un motor și care joacă rolul mecanicului la pornirea mașinii. Sistemul cu contactor al comenzii excitației generatorului, folosit în Marea Britanie, nu permite nici el o funcționare precisă a sistemului. Pentru comanda excitației generatorului în instalațiile moderne se folosește un servomotor hidraulic. Acesta servește nu numai la deplasarea reostatului de comandă a excitației generatorului, ci și la reglarea vitezei în perioadele de accelerare și frînare.

Pentru frînare se folosește, uneori, un dispozitiv special de redresare, care permite și pornirea cu o anumită accelerație. La instalațiile acționate cu sistem generator-motor reglarea vitezei se face printr-un dispozitiv de compensare a vitezei, cu ajutorul unui releu de intensitate, a cărui funcționare depinde de intensitatea curentului principal de încărcare a sistemului. Cu acest dispozitiv se poate regla rezistența în circuitul excitației generatorului, deci și viteza, în funcție de încărcare. Acest sistem asigură o reglare în trepte a vitezei și pentru obținerea unei reglări liniare și precise la orice încărcare au fost realizate o serie de scheme cu excitație combinată (cu trei bobine de excitație), fiecare lucrînd independent, în funcție de diferiți parametri ai schemei, sau sistemul Mark ce folosește comanda prin redresor cu mercur, sau sistemele cu mașini electrice amplificatoare metadine, amplidine și rototrol.

În U.R.S.S., în bazinul Krivoi-Rog, la mașinile de extracție acționate cu sistem generator-motor s-a introdus comanda de la distanță, cea mai bună schemă fiind cea cu reglare prin inducție, iar excitația forțată a permis o îmbunătățire a întregului sistem.

Automatizarea instalațiilor de extracție acționate cu motor asincron. Un aport deosebit în domeniul automatizării instalațiilor de extracție acționate cu motor asincron l-au adus o serie de institute de cercetări din U.R.S.S. La acționările de acest tip există diferite scheme de automatizare, în funcție de puterea mașinii (spre deosebire de sistemul generator-motor, unde o aceeași schemă poate deservi instalații de puteri diferite).

În țările capitaliste există instalații de extracție la care automatizarea se face conform schemei cu motor cu două viteze (indicată pentru viteze pînă la 1,3 m/s), cu reglarea frînării mecanice (pentru vitezele de 1,3—3,05 m/s) și conform schemei cu sistem de reglare în circuit închis (pentru viteze de peste 3,05 m/s).

Această ultimă schemă, folosită cel mai mult, se bazează pe măsurarea mărimilor comandate și compararea rezultatelor obținute cu valorile prescrise. Diferențele rezultate din această comparare servesc drept mărimi de comandă pentru cuplarea diferitelor dispozitive de reglare a sistemului, pînă în momentul în care diferențele se anulează.

În U.R.S.S., la instalațiile de extracție cu colivie, pornirea este comandată printr-un releu de timp, corectat ulterior printr-un releu de viteză și unul de intensitate. În ceea ce privește frînarea, accelerația de frînare principală se reglează automat prin frînare dinamică (cu regulator de spațiu de frînare). Funcționarea cu viteză constantă redusă în perioada de frînare se reglează prin alimentarea simultană a motorului de extracție cu curent continuu și curent alternativ sau în regim de impulsuri (mai indicat).

În R. Cehoslovacă, menținerea vitezei la valori constante în perioada de frînare se face prin intermediul unui mic motor cu rotorul în scurtcircuit, cuplat printr-un reductor auxiliar cu reductorul principal (microacționare), iar în R.F. Germană prin alimentare în curent alternativ cu frecvența de 2,5 Hz. Oprirea mașinii la sfîrșitul perioadei de frînare se face, în toate cazurile, prin mijloace mecanice.

Experiența instalației automatizate de extracție cu schip arată că în acest domeniu automatizarea se poate aplica cu șanse de reușită, indiferent de acționare.

Automatizarea instalațiilor de extracție cu colivie.

Pentru automatizarea instalațiilor de extracție cu colivie trebuie îndeplinite două sarcini principale, și anume:

a) Realizarea automată a ciclului de extracție la o comandă dată din rampa puțului sau din casa mașinii de extracție.

b) Comanda de la distanță a mașinii de extracție și a rampelor în momentul opririi coliviei.

Prima cerință este ușor de îndeplinit, dat fiind completa ei similitudine cu cazul extracției cu schip. Totuși, necesitatea unei așezări lente a coliviei pe tacheți, limitarea vitezei coliviei la începutul ciclului pentru ridicarea tacheților și altele, complică problema automatizării instalațiilor cu colivie. În U.R.S.S. problema este în studiu și se pare că încercările experimentale recente au dat rezultate bune.

Pentru instalațiile de extracție cu colivie, ce deservesc transportul de personal, problema automatizării poate fi mai ușor realizată, datorită lipsei necesității folosirii tacheților. Într-o serie de țări, aceste instalații au fost automatizate fie conform principiului liftului (instalația este comandată din colivie prin intermediul unei aparaturi de comandă pentru reglarea vitezei), fie printr-un dispozitiv automat de contact, care permite comanda instalației fie din colivie, fie de la oricare orizont intermediar.

Pentru instalațiile de extracție cu colivie prezintă interes și realizarea unui dispozitiv de reglare și limitare a vitezei, care să funcționeze în mod automat. În U.R.S.S. se folosesc în acest scop tahogeneratoare de putere mică, de curent alternativ, cu magneți permanenți, lucrînd în anumite scheme.

Într-o serie de țări se fabrică astfel de dispozitive care asigură o viteză constantă, independent de sarcină, și care permit, de asemenea, obținerea unei accelerări și frînări uniforme.

Aceste dispozitive sînt destinate instalațiilor cu sarcini de 225—1 500 kg și viteze de 1,2—2 m/s. Ele se folosesc în schemele cu sistem generator-motor; acesta este calculat pentru o sarcină de 15 kW și este prevăzut cu lagăre culisante. Viteza nominală se reglează printr-un amplificator magnetic în două trepte, care este alimentat cu tensiune egală cu diferența dintre tensiunea tahogeneratorului (proporțională cu turația) și tensiunea nominală. Această schemă permite ca, în funcție de înălțimea extracției, aceasta să poată fi realizată cu diferite viteze și, totodată, să fie aleasă orice viteză, accelerație sau frînare.

Concluzii

Automatizarea diferitelor procese tehnologice din cadrul unei exploatări miniere subterane trebuie considerată ca o necesitate a cărei realizare va permite o îmbunătățire a condițiilor tehnico-economice de exploatare.

Automatizarea poate fi aplicată instalațiilor electrice din subteran și de la suprafață, instalațiilor de preparare etc., permițînd o mărire suplimentară a rentabilității exploatării.

Ultimele progrese ale tehnicii au afectat într-o oarecare măsură și automatizarea. Astfel, în prezent, sînt în curs de experimentare scheme de automatizare bazate pe folosirea atomilor marcați și a radiațiilor atomice, ceea ce va permite o simplificare și o sensibilizare mai accentuată a dispozitivelor de automatizare și, totodată, o reducere a cheltuielilor de investiții în aceste instalații.

Bibliografie

[1] Antonovskaia M. A. ș. a.: *Automatizarea complexă în minele de cărbuni.* Ugletehizdat, 1950, 170 pag. 102 fig.

[2] Krasnianskii E. A.: *Sarcinile automatizării în industria minieră metaliferă.* „Gornii Jurnal", 1956, nr. 7 (iulie), p. 3—5.

[3] Kobevnikov V. F.: *Automatizarea proceselor de producție în întreprinderile trustului Dzerjinski în anul 1956.* „Gornii Jurnal", 1957, nr. 3 (martie), p. 50—55.

[4] * * *: *Cea de-a doua conferință tehnico-științifică asupra automatizării proceselor de producție în industria carboniferă.* „Ugol", 1955, nr. 10 (oct.), p. 45—46.

[5] * * *: *Concluziile consfătuirii științifice în problema alimentării cu energie electrică, electrificării și automatizării industriei miniere.* „Gornii Jurnal", 1956, nr. 5 (mai), p. 61—62.

[6] Kraponenko F. T.: *Indicii economici de funcționare a instalațiilor automatizate de la trustul Kuibîșevugol.* „Avtomatizația v ugolnoi promîșlennosti", Ugletehizdat, 1956, p. 11—15.

[7] Avlasenko I. G. și Kovalevskii M. M.: *Automatizarea și comanda de la distanță a instalațiilor miniere fixe. Ugletehizdat,* 1955, 182 pag., 121 fig.

[8] Ofenghenden N. E. și Sidorenko L. V.: *Aparatajul de control și măsură pentru automatizarea instalațiilor de automatizare.* Ugletehizdat, 1956, 19 pag., 10 fig.

[9] Gorskii A. I. ș. a.: *Comanda automată și de la distanță a instalațiilor miniere.* „Gornii Jurnal", 1956, nr. 7, p. 12—19.

[10] Popov V. M.: *Automatizarea instalațiilor de evacuare a apelor.* Metallurghizdat, 1955, 320 p., 122 fig.

[11] Bazilovici P. P., Iaitev V. I. și Ianciuk G. M.: *Noul aparataj pentru automatizarea instalațiilor din minele de cărbuni.* „Mehanizația trudoiomkih i tiajolîh rabot", 1957, nr. 2, p. 16—20.

[12] Beremesiev V. M.: *Sarcinile modernizării aparatajului de automatizare a instalațiilor de evacuare a apelor.* „Mehanizația i avtomatizația proisvodstvenîh protesov v șahte", Ugletehizdat, 1954, 207, p. 110—123.

[13] Scerbani A. N. și Furman N. I.: *Analizator cu acțiune continuă pentru detectarea metanului în atmosfera minieră.* „Elektrooborudovanie podzemnîh vîrabotok ugolnih șaht", Ugletehizdat, 1955, 520 p., p. 252—271.

[14] * * *: *Dispozitiv de semnalizare a metanului.* „Ujitok Lapja", 1953, nr. 22.

[15] Snegovskii E. S. și Bakanov K. F.: *Blocarea funcționării ventilatoarelor de tub cu funcționarea mecanismelor din frontul de săpare.* „Mehanizația i avtomatizația proizvodstvenîh protesov v șahte". Ugletehizdat, 1954, p. 99—110.

Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R. *)

VII. Brichetarea cu liant a semicocsului de lignit

Prof. dr ing. **I. Blum**
Institutul Politehnic București

Ing. **M. Rosenberg**
Institutul de Energetică al Academiei R.P.R.

A. Generalități

Dezvoltarea tehnicii de prelucrare pirogenetică a cărbunilor și trecerea la cuptoare de semicarbonizare de mare productivitate au dus la creșterea considerabilă a cantităților de semicocs rezultate, necesitînd lărgirea continuă a domeniilor de utilizare a acestuia și găsirea de noi consumatori.

Astfel, s-au dezvoltat — adesea chiar alături de uzinele de semicarbonizare — mari centrale termice, amenajate pentru consumul de semicocs mărunt și alcătuind împreună cu acestea combinate energo-chimice. S-au construit de asemenea diferite instalații de brichetare a semicocsului mărunt, în vederea obținerii unui combustibil calibrat, uniform și de calitate superioară.

Aspectele tehnologice ale brichetării semicocsului de cărbune au fost studiate de diferiți cercetători.

Seidenschnur [1], Behrisch [2], Kegel [3] și Menzel [4], iar apoi Jäppelt [5] și Rammler [6], au adus contribuții importante la studiul brichetabilității și brichetării semicocsurilor din cărbuni bruni cu diferiți lianți: smoală, leșii bisulfitice, amidon, vîscoză etc., în vederea obținerii unui bun combustibil casnic și industrial.

Hock [7], Baum [8] și Thau [9] au studiat brichetarea cu liant a semicocsului de cărbuni bruni neaglutinați, cu și fără adaos de huile cocsificabile, în scopul obținerii — prin cocsificare ulterioară a brichetelor — a unui cocs metalurgic.

Studii privind brichetarea cu smoală a semicocsului din ligniți romînești au fost efectuate de I. Blum [10] pentru lignitul Jidava-Pescărească, de Blum, Rosenberg și Kell [11] pentru ligniții de Schitu-Golești și Filipeștii de Pădure și de Blum, Rosenberg și Calotă [12] pentru lignitul de Căpeni.

Se poate astfel considera că, din punct de vedere tehnologic, brichetarea cu smoală a semicocsului de lignit nu mai ridică probleme tehnice deosebite.

Analiza tehnico-economică a semicarbonizării ligniților romînești, efectuată de autori [13], găsește operația de semicarbonizare ca fiind neeconomică în cazul utilizării energetice a semicocsului ca atare. Prezenta lucrare va analiza aspectele tehnico-economice ale semicarbonizării ligniților și pentru cazul prelucrării tehnologice, în continuare, a semicocsului de lignit prin brichetarea sa cu liant.

B. Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime și ale brichetelor de semicocs cu smoală

Pentru brichetarea semicocsului de lignit cu smoală, se pot lua în considerare — ca materie primă — următoarele tipuri de semicocs, obținute la semicarbonizarea sorturilor de lignit arătate în lucrarea anterioară [13], și anume:

— semicocs de lignit brut, ocnă;
— semicocs de lignit mărunt, 0—30 mm, brut;
— semicocs de lignit mărunt, 0—30 mm, epurat;
— semicocs de lignit ciuruit, 0—700 mm, brut.

Ca liant, se poate folosi smoala de petrol — bitumul special pentru brichetare — sau smoala din gudroane de cărbune.

Brichetarea semicocsului de lignit mărunt, brut, bogat în cenușă, necesită un consum ridicat de liant. Brichetarea semicocsului din sorturile de lignit, ciuruite sau epurate, cu conținut mai redus de cenușă, necesită un consum mai mic de liant. Materia primă inițială — semicocsurile respective — sînt însă comparativ mai scumpe.

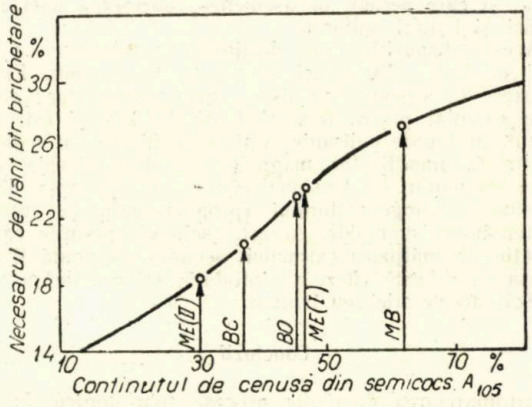


Fig. 1. Variația necesarului de liant — la brichetarea semicocsului de lignit cu smoală — în funcție de variația conținutului de cenușă din semicocs.

*) Prezentul studiu tehnico-economic a fost întocmit în cadrul activității științifice a Catedrei de Tehnologie Organică și Combustibili, de la Institutul Politehnic București, în colaborare cu Institutul de Energetică al Academiei R.P.R.

Variația necesarului de liant — la brichetarea semicocsului de lignit cu smoală — în funcție de creșterea conținutului de cenușă din semicocs, este redată în diagrama 1, alcătuită în baza relației studiate de autori în [12].

Pentru a compara între ele aspectele tehnico-economice ce apar la brichetarea cu liant a diferitelor sorturi de semicocs de lignit, menționate mai sus și avînd caracteristici chimico-tehnice diferite, se va porni de la materia primă etalon, lignitul brut ocnă, cu caracteristicile chimico-tehnice precizate în lucrarea [14] a autorilor. Caracteristicile chimico-tehnice ale celorlalte sorturi derivate — lignit ciuruit, lignit mărunt etc. — și ale semicocsurilor respective, obținute prin semicarbonizare, au fost arătate în nota anterioară [13], iar cele ale materiei prime și ale produselor finite obținute la brichetare sînt prezentate aici, în tabela 1, în ordinea descreșterii procentului de cenușă.

Variația compoziției chimico-tehnice a brichetelor de semicocs cu smoală, în funcție de variația conținutului de cenușă, A^a, din brichetă este redată în diagrama 2, iar variația puterii calorifice inferioare a brichetelor în diagrama 3.

Tabela 1

Caracteristicile chimico-tehnice ale materiei prime și produselor finite, la brichetarea semicocsului de lignit cu smoală

Produsul	Caracteristicile chimico-tehnice				
	W_t^a %	A^a %	V^a %	M.c. %	H_i^a kcal/kg
A. *Materia primă* (semicocs de):					
— lignit mărunt brut:	—	61,5	10,4	38,5	2690
— lignit mărunt epurat (I):	—	45,8	14,7	54,2	3800
— lignit brut, ocnă:	—	44,8	15,0	55,2	3860
— lignit ciuruit, brut:	—	36,4	17,3	63,6	4450
— lignit mărunt, epurat (II):	—	30,2	19,1	69,8	4880
B. *Brichete cu liant din semicocs* de:					
— lignit mărunt brut:	—	44,5	22,8	55,5	4140
— lignit mărunt, epurat (I):	—	35,0	24,2	65,0	4790
— lignit brut, ocnă:	—	34,5	24,2	65,5	4810
— lignit ciuruit brut:	—	28,2	24,8	71,8	5170
— lignit mărunt, epurat (II):	—	24,6	25,7	75,4	5450

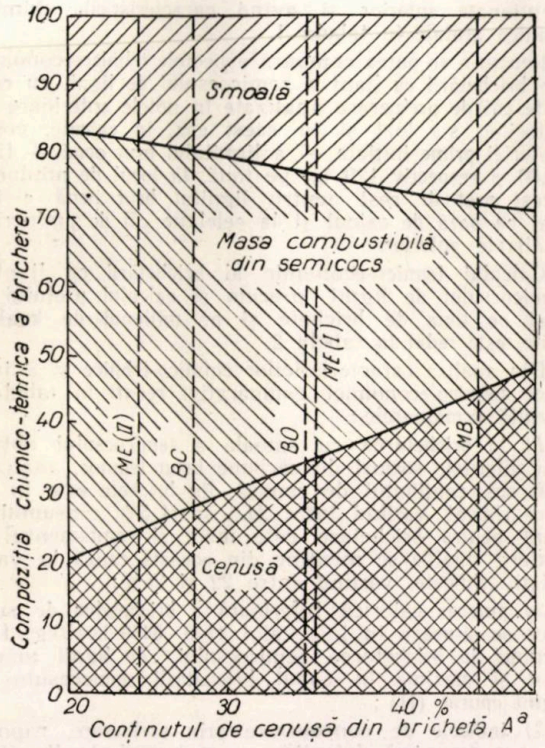


Fig. 2. Variația compoziției chimico-tehnice a brichetelor de semicocs cu smoală, în funcție de variația conținutului de cenușă A^a din brichetă.

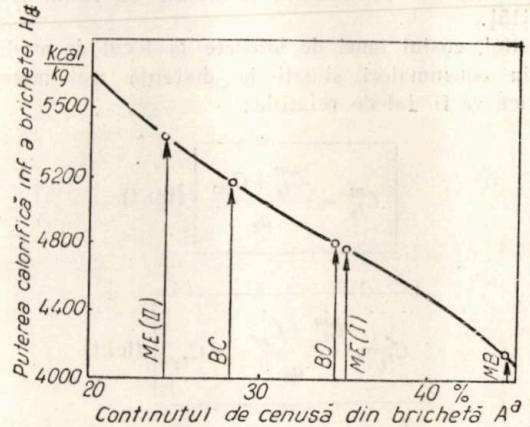


Fig. 3. Variația puterii calorice inferioare a brichetelor de semicocs cu smoală, în funcție de variația conținutului de cenușă, A^a, din brichetă.

C. Calculul prețului de cost al produselor brichetării ligniților cu smoală

Ca bază pentru analiza aspectelor tehnico-economice ale brichetării semicocsului de lignit cu smoală, s-a considerat schema tehnologică de principiu a brichetării cu smoală a semicocsului de lignit ciuruit, brut, cu bilanțul material respectiv redat în schema 1.

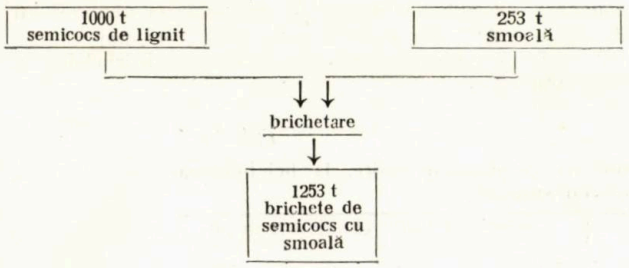
Schema I

Gran : 0—50 (sau 0—5) mm.

$W_t^a = 0\%$.

$A^a = 36{,}4\%$.

$H_i^a = 4450$ kcal/kg.



$A^a = 28{,}2\%$.

$V^a = 24{,}8\%$.

$H_i^a = 5170$ kcal/kg.

În cazul brichetării cu smoală a semicocsurilor obținute din celelalte sorturi de lignit menționate anterior, cantitatea de smoală necesară pentru brichetare variind în funcție de conținutul de cenușă al semicocsului respectiv — vezi diagrama 1 — va duce implicit la variația cantității finale de brichete, obținute dintr-o tonă de semicocs. Va varia, de asemenea, și compoziția chimico-tehnică și puterea calorică a brichetelor, așa cum s-a arătat în tabela 1.

Avînd în vedere că schema tehnologică de principiu a brichetării semicocsului de lignit este analogă cu cea a brichetării cu liant a lignitului brut, se pot aplica și aici, la calculul prețului de cost pe tona de brichete și pe milionul de kcalorii, formulele de calcul arătate în [15].

Astfel, costul tonei de brichete la locul de producție și la consumatori situați la distanță mai mare de fabrică va fi dat de relațiile:

$$C_{t_2}^m = \frac{C_{t_0}^m + C_{pr}}{a_2} \text{ (lei/t)} \qquad (1)$$

și

$$C_{t_2}^c = \frac{C_{t_0}^m + C_{pr}}{a_2} + C_{tr} \text{ (lei/t)} \qquad (2)$$

în care:

$C_{t_2}^m$ și $C_{t_2}^c$ reprezintă costul tonei de brichete la locul de producție și respectiv la consumator, în lei/t;

$C_{t_0}^m$ — costul materiei prime — adică a semicocsului — la locul de producție al acestuia, în lei/t;

C_{pr} — costul prelucrării, în lei/t;

C_{tr} — costul transportului, în lei/t;

a_2 — cantitatea de brichete rezultate dintr-o tonă de materie primă, în t/t.

Costul milionului de kcalorii utile, $C_{MIO_2 ut}$ la arderea brichetelor de semicocs cu smoală, la locul de producție al acestora, sau la consumator, va fi dat de relațiile:

$$C_{MIO_2\,ut}^m = \frac{(C_{t_0}^m + C_{pr})1000}{a_2 Q_2} \text{ (lei/MIO kcal utile)} \qquad (3)$$

$$C_{MIO_2\,ut}^c = \left(\frac{C_{t_0}^m + C_{pr}}{a_2} + C_{tr}\right)\frac{1000}{Q_2} \text{ (lei/MIO kcal utile)} \qquad (4)$$

în care:

$C_{MIO_2\,ut}^m$ și $C_{MIO_2\,ut}^c$ reprezintă costul milionului de kcalorii utile, la utilizarea brichetelor la locul de producție și respectiv la consumator, în lei/MIO kcal ut.

Q_2 — conținutul caloric util al brichetelor, în kcal ut/kg.

Celelalte notații folosite în formulele (3) și (4) au semnificațiile arătate mai sus.

D. Analiza tehnico-economică a brichetării semicocsului de lignit cu smoală

În baza schemei tehnologice de principiu stabilite și a formulelor de calcul arătate mai sus, s-au calculat în cele ce urmează prețurile de cost pe tonă și milionul de kcalorii utile — atît la locul de producție cît și la consumatorii situați la distanțe mai mari de fabrică — pentru brichete de semicocs cu smoală, obținute din diferitele sorturi de semicocs de cărbune brun lemnos, menționate anterior și avînd caracteristicile chimico-tehnice arătate în tabela 1.

Pentru a se putea compara aspectele tehnico-economice ale brichetării cu liant a semicocsului de lignit cu celelalte căi de prelucrare analizate în notele anterioare ale autorilor, s-a luat și în acest caz, în calcule, costul materiei prime inițiale — a lignitului brut ocnă — fiind 40,80 și respectiv 120 lei pe tonă, la locul de producție. Acest preț de cost pentru lignitul brut ocnă a fost luat ca bază de calcul și la celelalte căi de prelucrare, analizate anterior.

Calculul tehnico-economic al brichetării cu liant a semicocsului de lignit, precum și calculul prețului de cost pe tona de brichete și pe milionul de kcalorii utile, este redat în tabela 2.

Din analiza caracteristicilor chimico-tehnice și a indicilor tehnico-economici comparativi redați în tabela 2 rezultă următoarele:

1) la brichetarea cu smoală a semicocsului obținut din diferitele sorturi de cărbune brun lemnos, analizate mai sus, conținutul de cenușă din brichete este în genere ridicat, variind între 24,6 și 44,5%, consumul de liant pentru brichetare este mare și randamentul de materii volatile se menține din această cauză la valori relativ ridicate, variind între 22 și 26%;

2) puterea calorică inferioară a brichetelor de semicocs se situează în intervalul 4140—5450 kcal/kg, fiind minimă la brichetarea semicocsului de lignit mărunt brut și maximă în cazul brichetării semicocsului de lignit epurat (II);

3) indicele de concentrare prin prelucrare, raportat la materia primă folosită — semicocsul de lignit — variază între 1,09 și 1,60, fiind maxim la brichetarea semicocsului de lignit mărunt brut, unde adaosul de smoală — cu putere calorică mult mai ridicată decît cea a semicocsului — este și el maxim;

Tabela 2

Calculul tehnico-economic al brichetării semicocsului de lignit

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	U.M.	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici comparativi				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Materia primă folosită pentru brichetare	—	—	Semicocs de lignit mărunt, brut (0–30)	Semicocs de lignit mărunt, preparat (I)	Semicocs de lignit brut, ocnă (0–700)	Semicocs de lignit ciuruit, brut (30–700)	Semicocs de lignit mărunt, preparat (II)
2	Caracteristicile chimico-tehnice ale brichetelor de semicocs:							
	— umiditate	W_t	%	—	—	—	—	—
	— cenuşă	A_{105}	%	44,5	35,0	34,5	28,2	24,6
	— mat. volatile	V^a	%	22,8	24,2	24,2	24,8	25,7
	— putere calor. inf.	H_i^a	%	4140	4790	4810	5170	5450
3	Randamentul termic la arderea brichetelor: ($\varepsilon = 0{,}4\%\% A_{105}$)	η_{ti}	%	63,8	67,6	67,8	70,3	71,8
4	Conţinutul caloric util al brichetelor de semicocs	Q_i	kcal/kg	2640	3230	3230	3630	3920
5	Indice de concentrare prin prelucrare:							
	— raportat la materia primă respectivă (semicocs)	I_i^1	—	1,60	1,25	1,24	1,14	1,09
	— raportat la lignit	$I_1^{"}$	—	2,15	1,82	1,80	1,74	1,70
6	Cantitatea de brichete obţinută dintr-o tonă de materie primă (semicocs)	a	t/t	1,377	1,308	1,301	1,253	1,225
7	Costul semicocsului:							
	— pt. $C_{t_0}^m$ *) = 40 lei/t	$C_{t_0}^m$	lei/t	77	143	101	120	178
	= 80 lei/t	„	„	140	247	195	236	305
	=120 lei/t	„	„	187	336	274	334	413
8	Costul liantului	$C_{t_1}^m$	lei/t	400	400	400	400	400
9	Costul prelucrării, inclusiv liant, raportat la:							
	a — materia primă (semicocs):		lei/t semicocs					
	— pt. $C_{t_{00}}^m$ = 40 lei/t	C_{pr}		182	152	149	128	116
	= 80 lei/t	C_{pr}	„	192	160	157	135	123
	=120 lei/t	C_{pr}	„	203	169	165	142	129
	b — produsul finit (brichete):		lei/t brichete					
	— pt. $C_{t_{00}}^m$ = 40 lei/t	M		132	116	114	102	95
	= 80 lei/t	M	„	139	122	121	108	100
	=120 lei/t	M	„	147	129	127	114	105
10	Costul transportului							
	— pt. d = 0 km	C_{tr}	lei/t	—	—	—	—	—
	— pt. d=300 km	C_{tr}	lei/t	18	18	18	18	18

*) $C_{t_{00}}^m$ reprezintă costul tonei de lignit brut, ocnă, la locul de producţie al acestuia

Cazul I. **Utilizarea brichetelor de semicocs la locul de producţie** (d=0 km)

11	Costul unei tone de combustibil la consumator:							
	— pt. $C_{t_{00}}^m$ = 40 lei/t	$C_{t_t}^m$	lei/t	187	225	192	197	240
	= 80 lei/t	„	lei/t	241	310	271	296	348
	=120 lei/t	„	lei/t	283	386	337	378	442
12	Costul milionului de kcal utile la consumator:							
	— pt. $C_{t_{00}}^m$ = 40 lei/t	$C_{\mathrm{MIO}_i ut}^m$	lei/MIO_iut	71	70	59	54	61
	= 80 lei/t	„	„	91	96	83	81	89
	=120 lei/t	„	„	107	119	103	104	113

(continuarea tabelei 2)

Nr. crt.	Elemente de calcul	Simbol	U.M.	Caracteristici chimico-tehnice şi indici tehnico-economici comparatili				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
	Cazul II. Utilizarea brichetelor de semicocs la un consumator situat la 300 km de locul de producţie							
13	Costul unei tone de combustibil la consumator:							
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ = 40 lei/t	$C^c_{t_i}$	lei/t	205	243	210	215	258
	= 80 lei/t	„	lei/t	259	328	289	314	366
	= 120 lei/t	„	lei/t	301	404	356	396	460
14	Costul milionului de kcal utile la consumator:							
	— pt. $C^m_{t_{00}}$ = 40 lei/t	$C^c_{\mathrm{MIO}_i ut}$	lei/MIO$_i ut$	78	75	65	59	66
	= 80 lei/t	„	„	98	102	88	86	93
	= 120 lei/t	„	„	114	125	109	109	117

4) spre deosebire de celelalte căi de valorificare a lignitilor analizate anterior, la brichetarea semicocsului de lignit cantitatea de produs finit — brichete — rezultată în procesul tehnologic respectiv este sensibil mai mare decît cea a materiei prime cărbunoase (semicocs) supuse brichetării, variind între 1,225 şi 1,377 t brichete/t semicocs;

5) faţă de costul unităţii calorice utile, obţinute la arderea diferitelor sorturi de semicocs brut, cost variind între 38 şi 56 lei pe milionul de calorii utile *), adaosul de smoală, folosită ca liant în brichetare — calculată la 400 lei/t conform preţurilor comerciale curente —, intervine cu un aport de conţinut caloric în brichetă de aproximativ 50 lei/MIO kcal.

Avînd în vedere că la acest preţ mai trebuie adăugată cota corespunzătoare prelucrării propriu-zise, rezultă că la un preţ relativ redus al materiei prime de bază de 40—80 lei/t de lignit brut ocnă la mină, brichetarea semicocsului cu smoală duce la o scumpire, în continuare, a unităţii calorice utile iniţiale a semicocsului. În cazul unui nivel de preţuri mai ridicat pentru materia primă iniţială, ($C^m_{t_{00}}$ = 120 lei/t), adaosul de smoală duce dimpotrivă la un preţ de cost pe unitatea calorică utilă din brichetă mai redus decît la semicocs. Reducerea costului unităţii calorice utile este cu atît mai mare, cu cît adaosul de smoală este mai mare şi cu cît diferenţa de preţ dintre smoală şi cărbune este mai mare, deci — considerînd preţul smoalei constant — cu cît semicocsul este mai scump;

6) comparînd eficacitatea economică a brichetării cu smoală a semicocsurilor de lignit, rezultă următoarele:

a) dacă preţul de cost al materiei prime iniţiale — lignitul brut ocnă — este redus ($C^m_{t_{00}}$ = 40 lei/t), costul unităţii calorice utile, la utilizarea brichetelor de semicocs cu liant, este minim pentru brichete de semicocs din lignit brut ciuruit (BC) şi brut, ocnă (BO) şi maxim pentru brichete de semicocs din lignit mărunt brut. În acest caz — aşa cum se vede în fig. 4 — prepararea lignitului mărunt, brut, apare avantajoasă faţă de utilizarea lignitului mărunt brut, semicarbonizat şi brichetat ca atare;

b) dacă preţul de cost al materiei prime iniţiale — lignitul brut, ocnă — este mare ($C^m_{t_{00}}$ = 120 lei/t), costul unităţii calorice utile la utilizarea brichetelor obţinute rămîne minim pentru lignitul brut ocnă şi brut ciuruit, dar devine maxim pentru lignitul mărunt epurat. Lignitul mărunt brut, bogat în balast şi avînd putere calorică mică, nu suportă din punct de vedere economic lanţul prelucrărilor tehnologice costisitoare — preparare, semicarbonizare şi brichetare. Unitatea calorică utilă devine în acest caz prea scumpă.

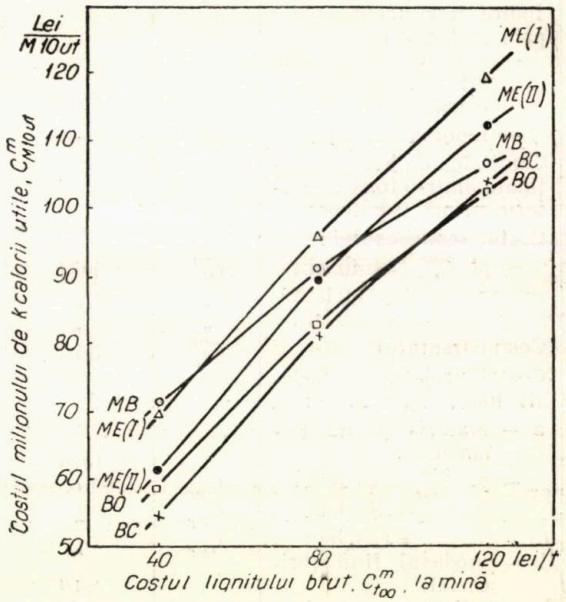


Fig. 4. Variaţia costului milionului de kilocalorii utile, $C_{MIO\ ut}$ la utilizarea brichetelor de semicocs la locul de producţie, în funcţie de variaţia preţului de cost al materiei prime iniţiale.

În orice caz, în comparaţie cu alte căi de valorificare a lignitilor romîneşti, brichetarea semicocsului de lignit pare economic mai puţin justificată, costul unităţii calorice utile fiind aici mai ridicat.

*) Pentru $C^m_{t_{00}}$ = 40 lei/t.

Bibliografie

[1] Seidenschnur F.: *Verwertung bzw. Verwertungsmoeglichkeiten von Braunkohlenkoks.* „Braunkohle" 24, 1925/26, p. 1033.

[2] Behrisch C.: *Die Herstellung brikettierfaehiger Kokse aus Braunkohle,* „Kali, Erz und Kohle" 24, 1927, p. 61.

[3] Kegel K.: *Die Herstellung von Briketts aus Braunkohlen — Schwelkoks.* „Braunkohle" 30, 1931, p. 47—50.

[4] Menzel H.: *Die technischen Grundlagen der Brikettierung von nach Freiberger Spuelgas verfahren erhaltenem Braunkohlenkoks.* „Kohle, Koks, Teer", 28, Halle, 1931.
[5] Jäppelt A.: *„Brikettierung mit Bindemitteln"*, în vol. K. Kegel: Brikettierung der Braunkohle, Halle, 1948, p. 630—666.
[6] Rammler E., Knopfe E. şi Kaltofen E.: *Versuche ueber Braunkohlenschwelkoks mit Viskose als Bindemittel*, „Freiberger Forschungshefte" nr. 7, 1952, p. 119—127.
[7] Hock H.: *Die Erzeugung hochwertiger Kokse aus Braunkohle.* Niederschrift des Ausschusses fuer Verschwelung und Vergasung, Halle, 1940, mai.
[8] Braun K.: *Die Herstellung von metalurgischem Koks, ein neuer Weg zur termischen Veredlung der Braunkohle*, Niederschrift des Ausschusses fuer Verschwelung und Vergasung, Halle 1940 ian.
[9] Than A.: *Brennstoffschwelung*, Bd. 1, Halle, 1949, p. 162—164.
[10] Blum I.: *Sur l'utilisation rationelle des lignites roumains* (II-ème com.) Bull. de Chim. pure et appl. Soc. roum. Sci. Buc., XXIX (1926), nr. 4—6.
[11] Blum I., Rosenberg M. şi Kell S.: *Brichetarea semicocsului de lignit cu smoală.* Proces tehnologic ICECHIM, 1951.
[12] Blum I., Rosenberg M. şi Calotă M.: *Studiul variaţiei procentului de liant în funcţie de creşterea procentului de cenuşă din semicocs la brichetarea semicocsului de lignit cu liant.* Rev. Minelor ASIT, nr. 12, 1957.
[13] Blum I., Rosenberg M.: *Aspectele tehnico-economice ale semicarbonizării lignitilor romîneşti* (nota VI), Rev. Minelor, ASIT, nr. 8, 1958.
[14] Blum I., Rosenberg M.: *Idem* (nota I). *Ciuruirea lignitilor.* Rev. Minelor ASIT nr. 2, 1957.
[15] Blum I., Rosenberg M.: *Idem* (nota V). *Brichetarea cu liant a lignitilor.* Rev. Minelor, ASIT, nr. 11, 1957.

Procedee şi dispozitive pentru verificarea etanşeităţii conductelor în timpul montării

Prof. ing. V. Bumbu

Transportul gazelor şi al lichidelor prin conducte atît la mică cît şi la mare distanţă este astăzi foarte răspîndit. Apa industrială sau menajeră, gazul metan sau gazul de gazogen, gazele din industria petroliferă, ca şi ţiteiul brut sau derivatele sale, sînt transportate prin conducte, deoarece acestea oferă cel mai ieftin şi mai comod mijloc de transport.

In industria minieră extractivă conductele au o utilizare din ce în ce mai frecventă şi mai importantă. Pe lîngă conductele instalaţiei de evacuare a apei din mină, o nouă reţea de conducte s-a aşternut prin galeriile subterane ale minei, prin procesul de mecanizare cu ajutorul energiei pneumatice. Astăzi, aproape că nu există mină în lume la care procesul de mecanizare să nu utilizeze şi aerul comprimat, în paralel cu alte feluri de energie.

Pentru viitor, în exploatările miniere, se întrevede şi o a treia reţea de conducte, necesară procesului de hidromecanizare, care va fi folosită atît în abataje, cît şi pentru transportul şi extracţia din mină.

Toate aceste genuri de conducte pentru transport trebuie să corespundă unui şir întreg de cerinţe, printre care se enumeră şi aceea a etanşeităţii.

Dacă etanşeitatea conductelor pentru evacuarea apelor din mină lasă uneori de dorit, lipsa de etanşeitate a conductelor de aer comprimat este foarte dăunătoare din punct de vedere economic. Aerul comprimat se scurge din conductă pe toată lungimea reţelei, fără întrerupere, cu sau fără zgomot, după mărimea inetanşeităţii.

Cînd scăparea aerului comprimat în atmosferă se face intens şi zgomotos, ea este mai puţin periculoasă, deoarece se aude, este detectată şi, deci, se pot lua măsuri de reparare.

Cu mult mai grave însă sînt scurgerile mici, fără zgomot, produse prin porii sau inetanşeităţile foarte mici ale conductei, care, nefiind detectate, produc cele mai mari pagube.

In industria minieră îşi găsesc utilizarea în acelaşi timp cele două feluri de energie — pneumatică şi electrică — într-o proporţie care variază după caz, şi anume: în ţările cu mecanizarea muncii în subteran mai avansată predomină consumul de energie electrică, în timp ce în celelalte ţări, cum este cazul şi la noi, predomină consumul de aer comprimat.

Relativ la energia electrică, se observă o deosebită atenţie asupra modului în care se face transportul acesteia pînă la locurile de consum, căutînd să se elimine orice scurgeri pe traseu sau la locul de utilizare. Măsurarea consumului de energie electrică se face cu toată grija, atît de către producătorul de energie electrică, respectiv uzina furnizoare, cît şi de către consumatori. Măsurarea exactă a consumului de energie electrică este efectuată cu scopul de a se putea reglementa conturile dintre furnizor şi consumator, cum şi pentru a se putea identifica pierderile prin scurgeri pe traseu, sau sustragerea frauduloasă.

Nu de aceeaşi atenţie se bucură însă şi energia pneumatică, în ce priveşte transportul şi consumul ei corect, deşi este obţinută aproape exclusiv din cea electrică, faţă de care costă de circa trei ori mai mult.

Foarte adesea la exploatare nu se ştie cîtă energie pneumatică a fost debitată de staţia de compresoare în conducta de transport şi nici cîtă energie pneumatică a ajuns efectiv la consumatorii din subteran : trolii, transportoare etc.

Acest mod deosebit de a privi cele două feluri de energie sînt întîlnite pretutindeni, chiar şi la unităţile industriale, care sînt în acelaşi timp producătoare şi consumatoare de energie electrică şi pneumatică.

Dacă în ceea ce priveşte transportul energiei electrice în mină pierderile mari sînt evitate datorită atît conductoarelor electrice just dimensionate şi bine izolate, cît şi aparatelor de siguranţă şi protecţie, apoi, în ceea ce priveşte transportul energiei pneumatice, pierderea prin scurgeri pe traseu este uneori exagerat de mare. Foarte adesea 30—40% din aerul comprimat produs se pierde prin scurgeri pe traseu, cantitate de care duc lipsă acută consumatorii din abataje ; această pierdere grevează preţul de cost al producţiei. Pierderile de aer comprimat fac ca utilajele — ciocanele de abataj, perforatoarele etc. — să nu aibă debitul şi presiunea necesară, avînd drept rezultat funcţionarea lor cu randament scăzut, iar uneori conducînd la oprirea lucrului, pînă ce presiunea aerului comprimat se mai urcă puţin.

Evitînd scurgerile, pe lîngă economia de energie se va putea obţine pe de o parte creşterea producţiei, iar pe de altă parte creşterea productivităţii muncii.

In cele ce urmează vom examina din punct de vedere tehnic problema amenajării conductelor de aer comprimat, în scopul evitării pierderilor de energie.

Asigurarea etanşeităţii conductelor

Scurgerile de aer comprimat se produc în parte la locurile de consum, din cauza dispozitivelor de închidere neetanşe, care lasă ca aerul comprimat să se scurgă incontinuu, independent de faptul că utilajul pneumatic funcţionează sau nu.

In cea mai mare parte, însă, scurgerile se produc pe traseul conductei, prin :

— neetanşeităţile de la fitingăria şi armătura conductelor : robinete, ventile, oale de condensaţie, teuri, etc. ;

— neetanşeităţile de la asamblări.

Limitarea şi chiar înlăturarea scurgerilor datorite porozităţilor materialului conductei se pot realiza cu uşurinţă din punct de vedere tehnic. Pentru aceasta este suficient ca înainte de montare să se încerce la presiune fiecare bucată de tub, încărcîndu-se prin sudură punctele unde se constată porozităţi.

De asemenea, fitingăria şi piesele menţionate vor trebui să fie încercate la presiune înainte de montare, iar după aceea să fie întreţinute corect, adică să se ia măsuri de înlocuire a garniturilor uzate, să se schimbe după caz părţi din ele sau chiar întreaga piesă etc.

Din punct de vedere al evitării pierderilor, cea mai importantă problemă rămîne, însă, asigurarea etanşeităţii la asamblări. După cum se ştie, în principiu, asamblarea se poate face în trei moduri : prin strîngerea cu şuruburi a unei garnituri de etanşare intercalate între tuburile asamblate (figurile 1 şi 2), prin înşurubare (figurile 3 şi 4), sau prin sudare (fig. 5).

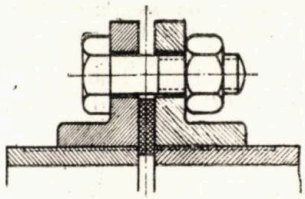


Fig. 1

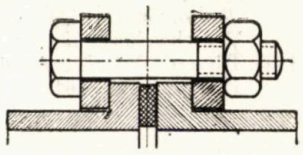


Fig. 2

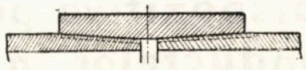


Fig. 3

Fig. 4

Fig. 5

Asigurarea etanşeităţii prin strîngere este o operaţie foarte delicată. Dacă capetele tuburilor nu sînt perfect plane sau nu sînt curăţite bine de murdărie, pentru aceeaşi strîngere a şuruburilor garnitura este presată neuniform. Presiunea specifică exagerată din unele părţi ale garniturii lasă alte părţi ale ei insuficient presate şi, astfel, etanşarea poate lăsa de dorit, chiar de la montare sau după un interval de timp nu prea lung.

Acelaşi lucru se întîmplă şi atunci cînd garnitura nu are grosimea uniformă, nu este uniform de densă sau uniform de lată. Cîteodată garnitura este tăiată neglijent sau survin alte cauze, care pot avea acelaşi efect. De multe ori, chiar strîngerea şuruburilor nu este făcută în mod uniform la aceeaşi bridă (flanşă).

Se presupune că asamblarea prin strîngere este făcută în condiţii foarte bune, asigurînd o corectă etanşare. Intrebarea care se pune este : cît timp va rămîne această asamblare etanşă ? Se ştie că etanşeitatea este asigurată prin strîngerea garniturii cu o anumită presiune specifică, pe cele două feţe. Această presiune se datoreşte unei anumite deformaţii elastice, pe care o suferă şuruburile, bridele şi garnitura şi care, cu timpul şi în mod treptat se transformă parţial, în deformaţie permanentă, avînd rezultat micşorarea forţei de strîngere. Cînd aceasta din urmă nu mai asigură presiunea specifică critică, etanşeitatea este distrusă, aerul comprimat începînd să curgă prin garnitură şi bridă.

Este foarte greu de apreciat după cît timp poate surveni distrugerea etanşeităţii, deoarece ea depinde de foarte mulţi factori, ca : felul materialului şi gradul lui de elasticitate, intensitatea cu care s-au strîns şuruburile iniţial, frecvenţa şi amplitudinea oscilaţiilor presiunii din interiorul conductei etc. Pe lîngă aceşti factori mai trebuie luat în considerare o serie de cauze exterioare, care pot acţiona asupra îmbinării, grăbind distrugerea etanşeităţii, cum ar fi, de exemplu : încovoierea conductei sub acţiunea unei forţe exterioare sau numai sub greutate proprie, ca urmare a cedării unor puncte de reazem, sau, alte ori, întinderea conductei în porţiunea curbă, ca urmare a cedării armăturii galeriei, mai cu seamă cînd conducta este suspendată şi lipită de armarea galeriei.

Atunci cînd garnitura este prea puţin elastică, aceasta capătă, cea dintîi, deformaţii permanente, care sînt cu atît mai mari, cu cît garnitura este mai groasă. De aceea, asamblarea bucăţilor de tuburi prin bride trebuie considerată drept cea mai nesigură din punct de vedere al etanşeităţii. Numai atunci ar fi bună o asamblare cu bride, cînd elementele ei componente ar fi toate perfect elastice. Este inutil ca pentru îmbinare să se utilizeze şuruburi din oţel călit, atît timp cît sîntem nevoiţi să întrebuinţăm garnitură moale, cum este cartonul, klingeritul, plumbul etc. Din acest punct de vedere ar rezulta că garnitura moale este cu atît mai bună cu cît este mai subţire.

Cu toate aceste neajunsuri, îmbinările cu garnitură sînt destul de frecvente, deşi asupra durabilităţii lor nu avem nici o indicaţie experimentală.

Conductele formate din tuburi prevăzute cu cep-mufă conică asamblate prin înşurubare şi unse cu ulei cu miniu (fig. 3 şi fig. 4), pot fi considerate drept cele mai etanşe conducte, comparabile din acest punct de vedere cu conductele sudate. De asemenea, din punct de vedere al menţinerii etanşeităţii, conductele înşurubate sînt comparabile cu cele sudate. Singurul avantaj pe care l-ar avea în plus conductele înşurubate, ar fi faptul că acestea pot fi executate din oţel superior, mult mai rezistente, care prin sudură se degradează. Evident că acest avantaj, cumulat cu avantajul montării la rece, care este foarte important pentru minele grizutoase, este decompensat prin dezavantajul costului mai ridicat, ca urmare a filetării cepurilor şi mufelor respective.

Totuşi, deplină siguranţă în ceea ce priveşte etanşeitatea asamblărilor nu se poate avea nici în cazul conductelor executate prin înşurubarea sau prin sudarea tuburilor.

Cu toate măsurile luate, în timpul transportării şi manipulării tuburilor, în vederea protejării filetului cepurilor, foarte adesea acesta ajunge lovit şi strivit la locul montării, din această cauză neputîndu-se realiza înşurubări etanşe.

De asemenea, sudura dintre bucăţile asamblate poate fi şi ea neetanşă, fiindcă din practica sudurii se ştie că porozităţile sînt inevitabile.

De aceea, controlul etanşării conductelor este o necesitate care nu poate fi evitată, indiferent de modul prin care a fost realizată conducta.

Controlul etanşeităţii conductelor

Cu toate că probarea conductelor din punct de vedere al etanşeităţii este recomandat întotdeauna cînd este vorba de o conductă nou montată, această probă nu este făcută decît foarte rar, din cauze multiple. De cele mai multe ori, se renunţă la încercarea pentru proba de etanşare, pentru motivul că punerea conductei în exploatare ar constitui în sine şi proba de etanşare. Or, acest punct de vedere nu este just din mai multe motive. Mai întîi, proba de etanşeitate trebuie făcută la o presiune mai mare decît presiunea normală de exploatare, în special, la conductele asamblate prin bride. Apoi, examinarea conductei la exterior, în timpul exploatării, cu scopul de a-i găsi locurile neetanşe, nu poate fi făcută întotdeauna riguros şi nici nu poate detecta inetanşeităţile mici. În plus, probarea în stare de funcţiune poate fi extrem de periculoasă, în cazul cînd servind la transportarea de fluide otrăvitoare, agresive, inflamabile, sau explozibile, conducta ar prezenta inetanşeităţi mari.

Deosebit, luarea măsurilor de etanşare ar fi mult mai anevoioasă şi mai costisitoare în cazul unei atari probe, pe lîngă faptul că conducta ar trebui scoasă din funcţiune şi golită de fluidul care se transportă.

Dar încercarea la etanşeitate după punerea conductei în funcţie nici nu mai poate fi făcută atunci cînd conducta trebuie în prealabil să fie îngropată sau izolată.

Uneori, încercarea conductei la etanşeitate nu se face de teama că, umplîndu-o cu apă aceasta s-ar îngreuna într-atît, încît s-ar pune în pericol rezistivitatea ei totală sau numai a ancorajului ei, iar, alte ori, pentru că se consideră că etanşeitatea este perfect asigurată, prin executarea montării şi asamblării în condiţii optime. Or, realitatea este cu totul alta, ea putînd avea consecinţe mai mult sau mai puţin grave, în cazul cînd se dau în exploatare conducte neetanşe.

De aceea, considerăm util să se legifereze ca şi în cazul recipienţilor, ca încercarea conductelor la etanşeitate să fie obligatorie, atît înainte de punerea lor în funcţiune, cît şi periodic, în timpul exploatării.

Numai în acest mod, constrînşi de prevederile legale, se vor putea evita pierderile de fluid prin inetanşeităţile reţelelor de conducte.

Dispozitive noi pentru controlul etanşeităţii

Pentru ca proba de etanşeitate să poată fi făcută şi în cazul conductelor, care ar putea fi umplute cu apă, s-a conceput un dispozitiv nou, cu care să se facă verificarea etanşeităţii rostului de asamblare dintre bucăţi, imediat după ce asamblarea a fost terminată. În acest fel, proba de etanşeitate se face treptat, în timpul montării, cînd se pot lua pe loc măsuri de etanşare, cu mult mai multă uşurinţă decît după ce ar fi montată întreaga conductă.

Acest dispozitiv, care este dat în fig. 6, se compune din două manşoane de cauciuc *m*, între care se află două inele-pană *i*, ţinute la distanţă de către patru popici *d*. O tijă *t*, petrecută printr-un tampon *c*, cu presetupă, se înşurubează în cel de-al doilea tampon *c*. Prin înşurubarea tijei *t*, cele două tampoane se apropie, ele neputîndu-se roti unul faţă de altul, din cauză că bridele *b*, fixate de tampoane, se asamblează prin două fuzete *f*, care pătrund în cele două teci *g*.

Ţinînd ţeava *T*, care-i solidarizată cu tampoanele, în nemişcare şi rotind tija *t* din interiorul ei, tampoanele se apropie unul faţă de altul, presînd axial cele două manşoane de cauciuc, care, la rîndul lor, se deformează radial.

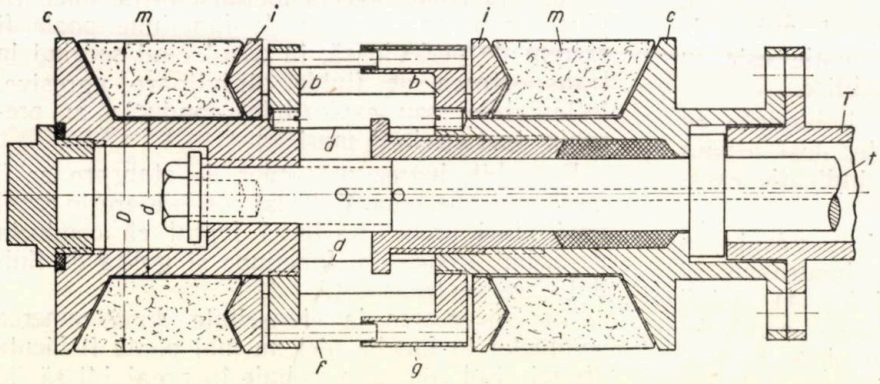


Fig. 6.

Deoarece, atît ţeava *T* şi tija *t* concentrică din interiorul său, sînt mai lungi decît bucata de tub asamblată, dispozitivul pentru încercat etanşeitatea se introduce în conductă pînă ce rostul asamblării cade între bridele dispozitivului, ca în fig. 7.

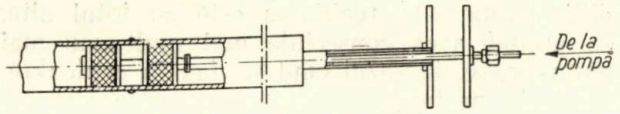


Fig. 7.

Prin înşurubarea tijei *t* în mod potrivit, se presează cele două manşoane de cauciuc cu forţa de strîngere *F* kg, pe care o realizează şurubul.

Pentru diametrul *D* (cm) al interiorului conductei şi diametrul *d* (cm) al corpului de tampon, presiunea specifică radială a manşonului de cauciuc este :

$$p = \frac{F}{\frac{\pi\eta}{4}(D^2-d^2)} \text{ kg/cm}^2$$

în care η randamentul de transmisie total reprezintă raportul dintre presiunea specifică radială şi cea axială, dată de forţa *F* de strîngere a şurubului. El exprimă pierderile prin frecare ale tampoanelor şi manşoanelor de cauciuc de pereţii conductei, cît şi pierderile datorite deformării elastice a acestora. Valoarea lui η poate fi 0,9—0,95.

Pentru o presiune specifică *p*, suficient de mare, cele două manşoane de cauciuc izolează etanş porţiunea din conductă cuprinsă între ele. Tija *t*, care este găurită în tot lungul său, este legată la o pompă de mînă, cu ajutorul căreia se pompează apă în spaţiul izolat la presiunea necesară, controlată după manometrul pompei.

Examinînd atent asamblarea la exterior, în timpul cît se află sub presiune, se poate observa orice defecţiune de etanşeitate, luîndu-se măsuri de îndreptare. Dacă se constată că asamblarea este etanşă, se dă drumul la presiune prin robinetul cu mai multe căi al pompei, după care se deşurubează tija *t*, iar dispozitivul este demontat, putînd fi scos afară. După aceasta se asamblează o altă bucată de tub, al cărei rost se încearcă la fel.

Un alt tip de dispozitiv pentru încercat etanşeitatea rostului de asamblare la conducte este redat în fig. 8. El se deosebeşte de precedentul prin faptul că legarea lui la pompă se face prin două ţevi — care pot fi şi furtumeri — ce se înşurubează la tamponul *c* în mufele *a* şi *b*. Printr-o ţeavă se pompează apă sub presiune în cele două camere de cauciuc *k*, care prin umflare exercită o presiune axială asupra manşoanelor de cauciuc. După ce manşoanele de cauciuc au izolat etanş porţiunea de conductă dintre ele, printr-un robinet cu patru căi de la pompă se întrerupe legătura dintre pompă şi ţeava, care a servit la montarea dispozitivului, stabilindu-se legătura cu cea de-a doua ţeavă de încercare, prin care se pompează apa sub presiune în spaţiul izolat şi se examinează rostul la exterior. După încercarea rostului, prin acelaşi robinet cu patru căi, se dă drumul presiunii din cele două ţevi, apoi dispozitivul fiind liber, este demontat.

La acest dispozitiv, montarea şi demontarea este făcută pe cale hidraulică şi, deci, mult mai

simplu, iar legarea lui la pompă prin tuburi flexibile din cauciuc permite introducerea dispozitivului în tuburi îndoite, cu rază de curbură foarte mică.

Relativ la încercarea periodică a conductelor la etanşeitate, aceasta este mai dificilă. Dacă conducta este sau nu etanşă, aceasta se poate determina cu ajutorul a două debitmetre montate la capetele conductei. Detectarea însă, cu precizarea locului inetanşeităţilor, nu se putea face pînă în prezent, în cazul cînd debitul fluidului scurs era mic.

In cele ce urmează se prezintă un încercător nou, cu ajutorul căruia se pot detecta toate

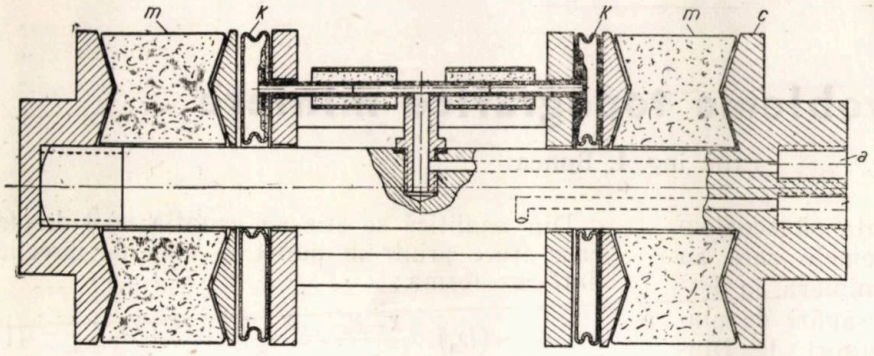


Fig. 8.

punctele de inetanşeitate de pe traseul unei conducte, montată în aer liber, prin care se transportă un gaz, măsurînd totodată debitul de gaz scurs prin ele.

Incercătorul din fig. 9 prezintă o variantă care serveşte pentru probarea îmbinărilor cu bride. El se aseamănă cu o poşetă, executată din cauciuc de 1—2 mm grosime, prevăzută la exterior sau nu cu carcasă din tablă şi care are rama *r* din oţel cornier de mică dimensiune. In tot lungul ramei este prezăzut cu garnitură de etanşare pneumatică, *e*, asemănătoare unei camere de bicicletă, ce se poate umfla şi dezumfla prin ventilul său. Aplicînd încercătorul la o bridă a conductei, aşa cum se vede în fig. 9, *a*, *b*, *c*, şi strîngînd bine şuruburile de la scoabele *S* ale ramei, se izolează etanş spaţiul din interiorul său de exterior.

Dacă porţiunea de conductă cuprinsă în interiorul încercătorului prezintă unele inetanşeităţi, atunci gazul scurs se va acumula în încercător, îl va umfla pînă la o suprapresiune admisă, după care o supapă de siguranţă *v* va lăsa scurgerea liberă în atmosferă, fără a rupe încercătorul.

Debitul de gaz scurs prin inetanşeitatea detectată se poate măsura cu ajutorul unui debitmetru volumetric, care se leagă la robinetul *f* al încercătorului, sau printr-un debitmetru cu diafragmă, al cărui manometru diferenţial are indicaţiile date direct în metri cubi de gaz scurs în unitate de timp.

Prin alegerea potrivită a garniturii pneumatice, acelaşi încercător de o anumită dimensiune poate fi utilizat pentru două sau trei diametre de conductă, urmînd ca la trecerea de la un diametru la altul să se umfle, în mod diferit, garnitura pneumatică. Pentru a putea încerca etanşeitatea întregii suprafeţe a conductei, încercătorul poate fi construit mai lung, de cîţiva metri, şi deci se poate încerca toată conducta, din aproape în aproape.

★

Dat fiind importanţa ei economică, soluţionarea etanşării conductelor prin care se transportă gaze şi lichide se cere să fie realizată în timpul cel mai scurt. Luarea de măsuri concrete este însă legată de foarte multe dificultăţi, ca de pildă : stingherirea procesului de producţie, lipsa de fonduri şi de materiale, lipsa de personal etc.

O deosebită importanţă o prezintă soluţionarea acestei probleme pentru industria minieră, în primul rînd în sectorul conductelor de aer comprimat, unde demontarea şi remontarea conductelor existente, înlocuirea conductelor de diametru mic cu altele mai mari, cum şi instalarea de conducte noi au loc zilnic. Considerăm necesar ca la orice conductă care se montează să se prevadă aparatură pentru măsurarea debitului, atît la staţia de compresoare, cît şi la consumatori.

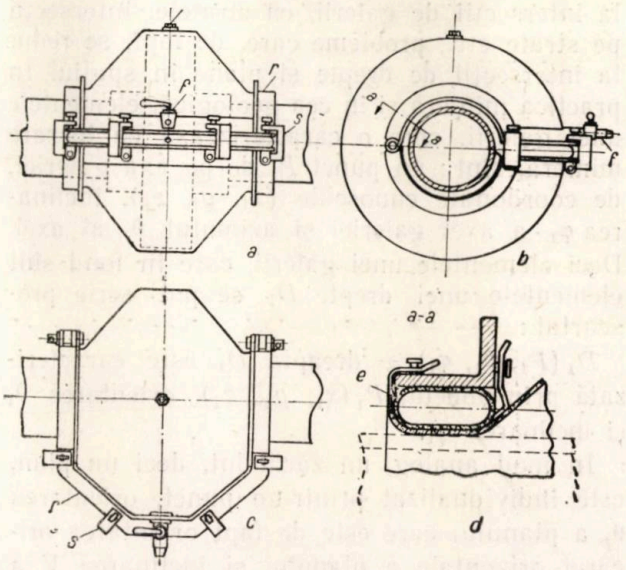


Fig. 9

Economia de aer comprimat ce s-ar putea realiza prin adoptarea acestei măsuri va fi deosebit de importantă, mai ales că aceasta va necesita un plus de investiţii neînsemnat.

Dată fiind extensiunea la care s-a ajuns cu transportul fluidelor prin conducte, cît şi importanţa pagubelor provocată de cantitatea de fluide pierdută ca scurgeri prin inetanşeităţi, ca urmare a faptului că nu se iau întotdeauna măsurile tehnice corespunzătoare, considerăm necesar să se legiferege obligaţia efectuării probei de etanşeitate a conductelor, înainte de darea lor în exploatare cum şi, periodic, la anumite intervale, în cursul exploatării.

De asemenea, considerăm necesar ca orice conductă destinată transportului de fluide să fie prevăzută la ambele extremităţi cu contor permanent de debit, precum şi cu debitmetre montate în paralel, pentru controlul periodic al contoarelor.

Bibliografie

[1] Bumbu V. I.: *Amenajarea conductelor de aer comprimat pentru măsurători.* Revista Minelor, nr. 1, anul 1956.

[2] Secară Gh.: *Necesitatea unui standard pentru amenajarea reţelelor pneumatice miniere cu prize pentru măsurători.* Revista „Standardizarea", nr. 9, anul 1956.

Cîteva probleme topografice miniere

Prof. ing. **I. Bonea**

În cadrul articolului vom căuta să scoatem în evidenţă unele dintre problemele care au importante aplicaţii în practica minieră, la deschideri de galerii, străpungeri, săpări de planuri înclinate, galerii, puţuri, suitori etc. Dintre numeroasele probleme, am ales numai pe cele mai importante şi le-am grupat astfel încît rezolvarea să fie unică pentru toate.

Tratarea acestor probleme cît şi modul de rezolvare prezintă o sugestie pentru soluţionarea şi a altor probleme similare.

Majoritatea problemelor miniere se referă la intersecţii de galerii, cu stratele, intersecţii pe strate etc., probleme care, de fapt, se reduc la intersecţii de drepte şi plane în spaţiu. În practica minieră şi în cea geologică, elementele unei galerii, care o caracterizează ca lucrare minieră, sînt: un punct P_1 de pe axa galeriei, de coordonate cunoscute (x_1, y_1, z_1), înclinarea φ_1 a axei galeriei şi azimutul θ_1 al axei. Deci elementele unei galerii, care în fond sînt elementele unei drepte D_1 se pot scrie prescurtat:

$D_1(P_1, \theta_1, \varphi_1)$ — dreapta D_1 este caracterizată prin punctul $P_1(x_1, y_1, z_1)$, orientarea θ_1 şi înclinarea φ_1.

În mod analog, un zăcămînt, deci un plan, este individualizat printr-un punct, orientarea θ_p a planului care este de fapt orientarea oricărei orizontale a planului şi înclinarea V a planului, care este de fapt unghiul de înclinare a liniei de cea mai mare pantă. Dacă notăm cu S planul, atunci putem scrie prescurtat: $S(P_0, \theta_p, V)$, adica planul S este determinat de un punct $P_0(x_0, y_0, z_0)$, de orientare θ_p şi de înclinarea V a planului.

Din analitică se ştie că ecuaţia unei drepte care trece printr-un punct şi este de direcţie dată are forma:

$$(D_1) \quad \frac{X-X_1}{\alpha_1} = \frac{Y-Y_1}{\beta_1} = \frac{Z-Z_1}{\gamma_1} \qquad (1)$$

în care α_1 β_1 şi γ_1 sînt cosinusuri directoare ale dreptei adică $\alpha_1 = \cos D\hat{o}x$; $\beta_1 = \cos D\hat{o}y$; $\gamma_1 = \cos D\hat{o}z$ (cosinusurile unghiurilor pe care le face dreapta cu axele de coordonate).

Relaţiile de legătură între cosinusurile directoare şi elementele dreptei sînt:

$$\begin{aligned} \alpha_1 &= \cos\varphi_1 \cos\theta_1 \\ \beta_1 &= \cos\varphi_1 \sin\theta_1 \\ \gamma_1 &= \sin\varphi_1. \end{aligned} \qquad (2)$$

Vectorul unitar $\bar{\rho}_1$ al dreptei D_1 care caracterizează direcţia dreptei este dat de:

$$\bar{\rho}_1 = \alpha_1\bar{i} + \beta_1\bar{j} + \gamma_1\bar{k} \qquad (3)$$

în care $\bar{i}$, $\bar{j}$ şi $\bar{k}$ sînt vectori unitari pe axa x, y, z.

Pentru altă dreaptă $D_2(P_2, \theta_2, \varphi_2)$ vom avea ecuaţia:

$$(D_2) \quad \frac{X-X_2}{\alpha_2} = \frac{Y-Y_2}{\beta_2} = \frac{Z-Z_2}{\gamma_2}$$

în care:

$$\begin{aligned} \alpha_2 &= \cos\varphi_2 \cos\theta_2 \\ \beta_2 &= \cos\varphi_2 \sin\theta_2 \\ \gamma_2 &= \sin\varphi_2 \end{aligned}$$

$$\bar{\rho}_2 = \alpha_2\bar{i} + \beta_2\bar{j} + \gamma_2\bar{k}.$$

Dacă în origină ducem paralele la direcţiile $\bar{\rho}_1$ şi $\bar{\rho}_2$, atunci unghiul ω pe care-l fac aceste paralele este dat de relaţia:

$$\cos\omega = \bar{\rho}_1 \cdot \bar{\rho}_2 = \alpha_1\alpha_2 + \beta_1\beta_2 + \gamma_1\gamma_2 \qquad (4)$$

ce reprezintă produsul scalar al celor doi vectori $\bar{\rho}_1$ și $\bar{\rho}_2$.

Dacă se ține seamă de valorile lui α_1, β_1, γ_1, α_2, β_2, γ_2 se obține:

$$\cos\omega = \cos\varphi_1 \cdot \cos\varphi_2 \cos(\theta_2 - \theta_1) + \sin\varphi_1 \cdot \sin\varphi_2 \qquad (5$$

N. B.: $\overline{\sin\omega} = \bar{\rho}_1 \times \bar{\rho}_2$ (produs vectorial).

Ecuația unui plan S care trece printr-un punct P_0 și este perpendicular pe o dreaptă dată, ale cărei cosinusuri directoare sînt α, β, γ, este dată de relația:

$$S=0 \quad \alpha(X-X_0)+\beta(Y-Y_0)+\gamma(Z-Z_0)=0 \qquad (6)$$

în care:

$$\begin{aligned} \alpha &= \pm\sin\theta_p \sin v \\ \beta &= \pm\cos\theta_p \sin v \\ \gamma &= \cos v \end{aligned} \qquad (7)$$

În care θ_p și v sînt elementele planului, iar α, β, γ sînt cosinusuri directoare ale dreptei perpendiculare pe linia de cea mai mare pantă a planului. Semnele plus sau minus se iau după felul de înclinare a planului.

Dacă normala planului ale cărei cosinusuri directoare sînt α, β, γ are toate proiecțiile sale pe cele trei axe pozitive, urmează ca și α, β, γ să fie toți pozitivi; deci în relațiile (7) se vor alege în așa fel semnele ca α, β, γ să fie pozitivi.

Cu aceste puține considerații, să trecem la rezolvărea primei probleme:

A. Dintr-un punct $P_2(X_2, Y_2, Z_2)$ de coordonate cunoscute să se ducă cea mai scurtă dreaptă $\overline{P_2M}$ la o dreaptă dată $D_1(P_1, \varphi_1, \theta_1)$.

Conform notației simbolice, dreapta D_1 este dată de un punct $P_1, (X_1\ Y_1,\ Z_1)$ de coordonate cunoscute de orientarea dreptei θ_1 și de înclinarea ei φ_1... (Punctul M de coordonate X_M, Y_M Z_M pe care trebuie să le determinăm se află pe dreapta (D_1).

Prin punctul $P_2(X_2Y_2Z_2)$ ducem un plan perpendicular pe dreapta (D_1). Dreapta (D_1) este în acest caz normala planului considerat:

Ecuația planului acesta este:

$$\alpha_1(X-X_2)+\beta_1(Y-Y_2)+\gamma_1(Z-Z_2)=0 \qquad (8)$$

α_1, β_1 și γ_1, sînt cosinusuri directoare ale normalei la plan, deci ale dreptei (D_1), în cazul nostru.

Cosinusurile directoare se obțin din elementele dreptei, conform relației (2):

$$\begin{aligned} \alpha_1 &= \cos\varphi_1 \cos\theta_1 \\ \beta_1 &= \cos\varphi_1 \sin\theta_1 \\ \gamma_1 &= \sin\varphi_1 \end{aligned}$$

Cea mai scurtă distanță de la punctul $P_1(X_1Y_1Z_1)$ la planul nostru, care de fapt este distanța $\overline{P_1M}$, este dată după cum se știe din analitică de expresia:

$$\overline{P_1M} = \alpha_1(X_1-X_2)+\beta_1(Y_1-Y_2)+\gamma_1(Z_1-Z_2) \qquad (9)$$

adică în ecuația normală a planului s-au înlocuit coordonatele curente cu coordonatele punctului P_1.

Avînd distanța $\overline{P_1M}$ dată de expresia (9) putem calcula coordonatele punctului $M(X_M, Y_M, Z_M)$ după cum urmează:

$$\begin{aligned} X_M &= X_1 + \alpha_1 \cdot \overline{P_1M} \\ Y_M &= Y_1 + \beta_1 \cdot \overline{P_1M} \\ Z_M &= Z_1 + \gamma_1 \cdot \overline{P_1M} \end{aligned} \qquad (10)$$

(α_1, β_1, γ_1 sînt cosinusuri directoare ale dreptei D_1).

Din coordonatele punctelor $P_2(X_2\ Y_2\ Z_2)$ și $M(X_M,\ Y_M,\ Z_M)$ se pot determina toate elementele dreptei (P_2M), adică distanța $\overline{P_2M}$, orientarea și înclinarea acestei drepte cu formulele:

$$\operatorname{tg}\theta_{2M} = \frac{Y_M - X_2}{X_M - X_2} \qquad \overline{s_2M} = \frac{Y_M - Y_2}{\sin\theta_{2M}} =$$

$$\frac{X_M - X_2}{\cos\theta_{2M}} = \sqrt{(X_M-X_2)^2+(Y_M-Y_2)^2}$$

$$\operatorname{tg}\varphi_{2M} = \frac{Z_M - Z_2}{s_2M} \qquad \overline{P_2M} = \frac{\overline{s_2M}}{\cos\varphi_{2M}} =$$

$$= \frac{Z_M - Z_2}{\sin\varphi_{2M}} = \sqrt{(X_M-X_2)^2+(Y_M-Y_2)^2+(Z_M-Z_2)^2}$$

B. Fie un plan dat $S'(P_0, \theta_p, V)$ și o dreaptă $D_1(P_1, \theta_1, \varphi_1)$. Se cere să se determine coordonatele punctului de intersecție M a dreptei cu planul. Această problemă rezolvă de fapt o serie de probleme miniere. după cum vom vedea mai jos:

Ecuația planului se poate scrie:

$$\alpha(X-X_0)+\beta(Y-Y_0)+\gamma(Z-Z_0)=0 \qquad (1)$$

în care avem:

$$\begin{aligned} \alpha &= \pm\sin v \sin\theta_p \\ \beta &= \pm\sin v \cos\theta_p \\ \gamma &= +\cos v \end{aligned}$$

$P_0(X_0, Y_0, Z_0)$ punctul prin care trece planul.

Ecuația dreptei D_1.

$$\frac{X-X_1}{\alpha_1} = \frac{Y-Y_1}{\beta_1} = \frac{Z-Z_1}{\gamma_1} \qquad (2)$$

în care avem:

$$\begin{aligned} \alpha_1 &= \cos\varphi_1 \cos\theta_1 \\ \beta_1 &= \cos\varphi_1 \sin\theta_1 \\ \gamma_1 &= \sin\varphi_1 \end{aligned}$$

$P_1(X_1,\ Y_1,\ Z_1)$ punctul prin care trece dreapta.

Pentru a afla punctul de intersecție a dreptei cu planul trebuie să rezolvăm sistemul de ecuații (1) și (2), care se poate face în mod simplu, dacă egalitățile din (2) le egalăm cu un parametru λ și scriem apoi ecuația parametrică a dreptei:

$$\frac{X-X_1}{\alpha_1} = \frac{Y-Y_1}{\beta_1} = \frac{Z-Z_1}{\gamma_1} = \lambda$$

deci

$$x=x_1+\lambda\cdot\alpha_1;\quad y=y_1+\lambda\beta_1;\quad z=z_1+\lambda\cdot\gamma_1 \qquad (3)$$

introducem aceste valori fn ecuaţia (1) a planului şi obţinem;

$$\alpha(x_1+\lambda\alpha_1-x_0)+\beta(y_1+\lambda\beta_1-y_0)+ \\ +\gamma(z_1+\lambda\alpha_1-z_0)=0$$

deci:

$$\lambda=\frac{\alpha(x_1-x_0)+\beta(y_1-y_0)+\gamma(z_1-z_0)}{\alpha\alpha_1+\beta\beta_1+\gamma\gamma_1} \qquad (4)$$

în această expresie numărătorul reprezintă cea mai scurtă distanţă de la punctul $P_1(X_1Y_1Z_1)$ pînă la planul dat.

Numitorul reprezintă cos $\omega=\alpha\alpha_1+\beta\beta_1+\gamma\gamma_1$ adică cosinusul unghiului ω pe care-l face dreapta dată cu normala planului coborîtă din punctul P_1 pe plan. Făcînd şi construcţia geometrică se vede uşor că λ care reprezintă distanţa de la P_1 pînă la punctul de intersecţie M, este egală cu

$$\lambda=\frac{\text{distanţa de la } P_1 \text{ la planul dat}}{\cos\omega(\omega \text{ este unghiul dintre dreaptă şi normala planului})}$$

avînd valoarea lui λ coordonatele punctului M sînt date de relaţia (3), adică:

$$X_M=X_1+\lambda\cdot\alpha_1;\quad y_M=y_1+\lambda\beta_1;\quad Z_M=Z_1+\lambda\gamma_1$$

Dreptei de intersecţie $D_1(P_1\theta_1,\varphi_1)$ în care după cum am văzut:

$$\alpha_1=\cos\varphi_1\cos\theta_1 \\ \beta_1=\cos\varphi_1\sin\theta_1 \qquad (5) \\ \gamma_1=\sin\varphi_1$$

i se pot impune condiţii speciale, şi anume:

$$\varphi_1=0\quad\theta_1=\theta_p\pm90^0$$

cu aceste valori se rezolvă de fapt problema: dintr-un punct $P_1(X_1, Y_1, Z_1)$ să se ducă cea mai scurtă galerie orizontală la un zăcămînt dat.

Dacă avem condiţia ca: $\alpha_1=\alpha$; $\beta_1=\beta$; $\gamma_1=\gamma$ atunci ajungem la problema: dintr-un punct P_1 să se ducă cea mai scurtă galerie la un zăcămînt şi atunci relaţia (4) se reduce la:

$$\lambda=\alpha(x_1-x_0)+\beta(y_1-y_0)+\gamma(z_1-z_0)\quad\alpha^2+\beta^2+\gamma^2=1$$

Dacă în relaţiile (5) facem: $\varphi_1=90$, iar pe θ_1 nedeterminat, avem: $\alpha_1=0$; $\beta_1=0$ şi $\gamma_1=1$ şi deci dreapta noastră D_1 este o verticală şi problema se poate enunţa astfel: dintr-un punct $P_1(X_1Y_1Z_1)$ se sapă un puţ vertical. Să se determine cota punctului M unde puţul înţeapă zăcămîntul.

Din cele expuse anterior se vede uşor că problema B rezolvă de fapt mai multe probleme.

C. Să se rezolve linia de intersecţie a două zăcăminte. Această problemă deşi este foarte simplă din punct de vedere analitic, dar faptul că în practica minieră se cere ca această dreaptă să fie dată prin elementele ei $D_i(P_i, \varphi_i, \theta_i)$ adică un punct P_i, orientarea θ_i şi înclinarea ei φ_i ne face să indicăm totuşi modul de rezolvare.

Să stabilim în prealabil ecuaţiile planelor în funcţie de elementele date:

Din geometria analitică se ştie că ecuaţia planului care trece prin trei puncte este dată de relaţia:

$$\begin{vmatrix} x-x_1 & y-y_1 & z-z_1 \\ x_2-x_1 & y_2-y_1 & z_2-z_1 \\ x_3-x_1 & y_3-y_1 & z_3-z_1 \end{vmatrix}=0 \qquad (1)$$

Ecuaţia planului ce trece printr-un punct P_1 şi este paralel la două direcţii date cu cosinusurile directoare respective: α_1, β_1, γ_1 şi α_2, β_2, γ_2.

$$\begin{vmatrix} x-x_1 & y-y_1 & z-z_1 \\ \alpha_1 & \beta_1 & \gamma_1 \\ \alpha_2 & \beta_2 & \gamma_2 \end{vmatrix}=0 \qquad (2)$$

Făcînd notaţia:

$$A=\beta_1\gamma_2-\beta_2\gamma_1=[\beta\gamma]_{12} \\ B=\gamma_1\alpha_2-\gamma_2\alpha_1=[\gamma\alpha]_{12} \\ C=\alpha_1\beta_2-\alpha_2\beta_1=[\alpha\beta]_{12}$$

ecuaţia planului devine:

$$A(X-X_1)+B(Y-Y_1)+C(Z-Z_1)=0$$

în care A,B,C sînt parametri directori ai normalei la plan: Dacă vrem să avem ecuaţia normală a planului adică:

$$\alpha(x-x_1)+\beta(y-y_1)+\gamma(z-z_1)=0$$

împărţim parametri directori cu $\sqrt{A^2+B^2+C^2}$ şi obţinem cosinusurile directoare:

$$\alpha=\frac{A}{\sqrt{A^2+B^2+C^2}};\quad\beta=\frac{B}{\sqrt{A^2+B^2+C^2}};\quad\gamma=\frac{C}{\sqrt{A^2+B^2+C^2}};$$

Ecuaţia [2] mai poate fi considerată ca ecuaţia planului care cuprinde o dreaptă şi este paralel la o a doua dreaptă. Dacă într-adevăr punctul P_1, prin care trece planul, se găseşte pe dreapta D_1 şi dacă această dreaptă este paralelă cu planul, înseamnă de fapt că se găseşte cuprinsă în plan.

Dacă avem ecuaţia celor două plane scrisă sub forma generală:

$$A_1x+B_1y+C_1z+D_1=0 \\ A_2x+B_2y+C_2z+D_2=0, \qquad (3)$$

Aceste ecuaţii luate împreună exprimă linia de intersecţie a celor două plane. Pentru a putea determina elementele ei, orientarea θ_i înclinarea φ_i, trebuie să o putem pune sub forma caracteristică:

$$\frac{x-x_0}{\alpha_i}=\frac{y-y_0}{\beta_i}=\frac{z-z_0}{\gamma_i}$$

În ecuaţia (3), care reprezintă două ecuaţii cu trei necunoscute, putem da unei necunoscute o valoare arbitrară, de exemplu, să luăm pentru $Z=Z_0$ şi va rezulta $x=x_0$ şi $y=y_0$, deduse din calcul. — (N. B. dacă cumva dreapta de

intersecție ar fi o orizontală nu mai putem alege în mod arbitrar $Z=Z_0$ ci, de exemplu, $X=X_0$ sau $Y=Y_0$, rezultînd apoi din rezolvarea sistemului (3) rămas cu două necunoscute și valorile $y=y_0$ și $Z=Z_0$. Din analizarea determinanților minori

$$\begin{pmatrix} A_1B_1C_1D_1 \\ A_2B_2C_2D_2 \end{pmatrix}$$

se poate conchide pentru ce necunoscută se poate lua o valoare arbitrară.

Intrucît $P_0(X_0, Y_0, Z_0)$ este soluția ecuațiilor (3), înseamnă că acest punct se află și pe un plan și pe celălalt și deci pe dreapta de intersecție: ecuațiile celor două plane care trec prin punctul $P_0(X_0, Y_0, Z_0)$ sînt:

$$\begin{aligned} A_1(x-x_0)+B_1(y-y_0)+C_1(z-z_0)&=0 \\ A_2(x-x_0)+B_2(y-y_0)+C_2(z-z_0)&=0 \end{aligned} \qquad (4)$$

Aceste două ecuații din (4) luate în ansamblu reprezintă linia de intersecție.

Dacă se împarte cu $(Z-Z_0)$ și se rezolvă sistemul în raport cu

$$\left(\frac{x-x_0}{z-z_0}\right) \text{ și } \left(\frac{y-y_0}{z-z_0}\right)$$

se obține

$$\left(\frac{x-x_0}{z-z_0}\right)=\frac{D_1}{D_3} \qquad \left(\frac{y-y_0}{z-z_0}\right)=\frac{D_2}{D_3} \qquad (5)$$

(D_1, D_2, D_3 determinanți minori)

din (5) rezultă:

$\frac{x-x_0}{D_1}=\frac{y-y_0}{D_2}=\frac{z-z_0}{D_3}$, deci dreapta de intersecție a fost pusă sub forma caracteristică cu deosebirea că D_1, D_2 și D_3 sînt parametri directori ai dreptei; pentru a obține cosinusurile directoare trebuie să avem:

$$\alpha_1=\frac{D_1}{D}: \quad \beta_1=\frac{D_2}{D}; \quad \gamma_1=\frac{D_3}{D} \qquad D=\sqrt{D_1^2+D_2^2+D}$$

ținînd seamă că:

$$\begin{aligned} \alpha_i&=\cos\varphi_i\cos\theta_i \\ \beta_i&=\cos\varphi_i\sin\theta_i \\ \gamma_i&=\sin\varphi_i \end{aligned} \qquad \operatorname{tg}\theta_i=\frac{\beta_i}{\alpha_i}=\frac{D_2}{D_1} \quad \therefore \theta_i$$

$$\sin\varphi_i=\gamma_i$$

se pot calcula elementele dreptei de intersecție θ_i (orientarea) și φ_i (înclinarea) și evident și punctul $P_0(X_0, Y_0, Z_0)$, care este un punct al ei.

D. În fine; o ultimă problemă ar fi: se dau dreptele $D_1(P_1\ \theta_1\ \varphi_1)$ și $D_2(P_2, \theta_2, \varphi_2)$ și se cere să se ducă cea mai scurtă dreaptă $\overline{MN}$, determinîndu-se coordonatele atît ale punctului M, cît și ale punctului N. Punctul M se află pe dreapta D_1, iar N pe dreapta D_2.

Ecuația planului Q_1 care trece prin dreapta D_1 de cosinusuri directoare: α_1, β_1, γ_1, și paralel cu dreapta D_2 de cosinusuri directoare: α_2, β_2, γ_2 este:

$$Q_1=\begin{vmatrix} x-x_1 & y-y_1 & z-z_2 \\ \alpha_1 & \beta_1 & \gamma_1 \\ \alpha_2 & \beta_2 & \gamma_2 \end{vmatrix}=0$$

Ecuația planului Q_2 care trece prin dreapta D_2 și este paralel cu Q_2.

$$Q_2=\begin{vmatrix} x-x_2 & y-y_2 & z-z_2 \\ \alpha_1 & \beta_1 & \gamma_1 \\ \alpha_2 & \beta_2 & \gamma_2 \end{vmatrix}=0$$

Se observă ușor că planul Q_1 este paralel Q_2. Ecuația planului, R_1 care cuprinde dreapta D_1 și este perpendicular pe planul Q_1 și deci, și pe Q_2 cît și a planului R_2 care cuprinde dreapta D_2 și este perpendicular pe planul Q_2, și deci și pe Q_1 sînt date de relațiile:

$$R_1=\begin{vmatrix} x-x_1 & y-y_1 & z-z_1 \\ \alpha_1 & \beta_1 & \gamma_1 \\ [\beta\gamma]_{12} & [\gamma\alpha]_{12} & [\alpha\beta]_{12} \end{vmatrix}=0$$

$$R_2=\begin{vmatrix} x-x_2 & y-y_2 & z-z_2 \\ \alpha_2 & \beta_2 & \gamma \\ [\beta\gamma]_{12} & [\gamma\alpha]_{12} & [\alpha\beta]_{12} \end{vmatrix}=0$$

$$[\beta\gamma]_{12}=\beta_1\gamma_2-\beta_2\gamma_1$$

$$[\gamma\alpha]_{12}=\gamma_1\alpha_2-\gamma_2\alpha_1$$

$$[\alpha\beta]_{12}=\alpha_1\beta_2-\alpha_2\beta_1$$

Intersecția planului R_1 cu planul R_2 dă dreapta căutată; intersecția acestei drepte cu planul Q_1 dă punctul M, iar cu planul Q_2 dă punctul N, deci din rezolvarea sistemului de ecuații: $R_1=0$ $R_2=0$ $Q_1=0$ se obțin coordonatele punctului M, iar din $R_1=0$ $R_2=0$ $Q_2=0$ se obțin coordonatele punctului N. Avînd coordonatele celor două puncte M și N se pot determina toate elementele segmentului $\overline{MN}$ (orientarea, înclinare și lungime).

Construcția ventilatoarelor centrifuge în zona turațiilor specifice mari

Ing. C. Vodislav

Problema ameliorării randamentului ventilatoarelor centrifuge nu este nouă. Ea s-a impus cu deosebire la ventilatoarele centrifuge folosite în industria minieră, unde acestea au un rol deosebit, și continuă să fie actuală încă, cu toate progresele realizate pînă astăzi.

Ventilatoarele centrifuge vechi rămîneau cu mult în urma celor axiale nu numai din cauza dimensiunilor constructive mai mari ca ale acestora din urmă, ci în special datorită randamentului lor foarte mic. Diferența de randament în ultimul timp s-a redus simțitor, astăzi fiind cunoscute ventilatoare centrifuge ce au randamente apropiate ca valoare de cele ale ventilatoarelor axiale ($\eta \geqslant 0{,}8$). Pe de altă parte, cu tot dezavantajul prin amintit, simplitatea construcției în comparație cu cea a ventilatoarelor axiale în special în cazul presiunilor mari, precum și funcționarea fără zgomot, au justificat continua preocupare a tehnicienilor constructori de a îmbunătăți incontinuu randamentul acestor ventilatoare. În U.R.S.S., de exemplu, în Institutul Central de Aerodinamică și Hidraulică sînt studiate în amănunțime, pe modele, cele mai importante probleme în legătură cu scurgerea curentului de aer prin canalele rotorului, colectorul spiral, forme și profile de palete etc., pe baza acestora trăgîndu-se concluziile utile privind factorii principali ce determină mărimea randamentului ventilatorului construit apoi în dimensiuni normale.

În cele ce urmează, se va analiza influența turației specifice asupra randamentului hidraulic și total al ventilatoarelor centrifuge, precum și posibilitatea construirii de ventilatoare centrifuge în zona turațiilor specifice mari, corespunzătoare din punct de vedere aerodinamic.

În funcție de turația specifică, ventilatoarele centrifuge se situează într-o zonă constructivă cuprinsă în limitele $ns = 15...100$ rot/min. Limita superioară a acestei zone trebuie să fie pusă în legătură cu creșterea pierderilor de presiune și deci cu scăderea pronunțată a randamentului ventilatorului. Constructiv, putem admite valori și mai mari decît $ns = 100$ rot/min, dar sub rezerva făcută în ceea ce privește randamentul hidraulic și deci cel total al ventilatorului. Pentru exemplificarea acestui lucru, fie următoarea construcție de presiune medie, caracterizată de parametrii: $Q = 40$ m³/s, $H = 150$ mm. col. apă și $n = 550$ rot/min, unghiul paletei la ieșirea din rotor $\beta_2 = 70^0$ (rotor cu palete curbate înainte). Turația specifică corespunzătoare acestor parametri de calcul este $ns = 81$ rot/min, deci foarte apropiată (unii autori o consideră chiar limită) de limita superioară amintită. Prin efectuarea calculului aerodinamic al acestui ventilator a rezultat că randamentul total maxim este $\eta = 0{,}49$, cu mult inferior, deci, ca valoare celui corespunzător construcțiilor obișnuite caracterizate de turații specifice inferioare celei date, în care caz, pentru palete simple, randamentul total este $\eta = 0{,}65—0{,}67$. Randamentul hidraulic al acestui ventilator este de numai $\eta_h = 0{,}54$, fapt ce explică valoarea atît de scăzută a randamentului total, deși randamentul mecanic (component al randamentului total) crește o dată cu creșterea turației specifice; influența acestuia din urmă asupra creșterii randamentului total este mult prea mică în comparație cu cea privind scăderea randamentului total prin scăderea randamentului hidraulic.

Justificarea obținerii unei valori atît de scăzute a randamentului hidraulic constă în faptul că o construcție proiectată pentru acești parametri realizează o presiune abstractă foarte mică. Construcțiile curente, pentru parametri de calcul uzuali au presiunea abstractă minimă $\bar{H} \geqslant 0{,}8$, în timp ce cea din exemplul dat este de numai $\bar{H} = 0{,}588$.

Dacă s-ar admite în calcule, pentru acești parametri de debit și presiune, presiunea abstractă normală $\bar{H} = 0{,}8$, ar rezulta nepotriviri flagrante între dimensiunile constructive ale ventilatorului (între diametrul gurii de aspirație și diametrul rotorului) și anume, paradoxal, ar rezulta că diametrul rotorului este

mai mic ca cel al gurii de aspirație. De exemplu, în cazul de față diametrul optim al gurii de aspirație este $D_{optim} = 1{,}54$ m și admițînd valoarea presiunii abstracte $\bar{H} = 0{,}8$, diametrul exterior al rotorului D_2, rezultă:

$$D_2 = \frac{60}{\pi n}\sqrt{\frac{H}{\rho \bar{H}}} = \frac{60}{3{,}14 \times 550}\sqrt{\frac{150}{0{,}122 \times 0{,}8}} = 1{,}37 \text{ m.}$$

Este evident că în acest caz va trebui să se admită valoarea diametrului D_2, constructiv, în funcție de cea a gurii de aspirație D_0 determinată în prealabil și apoi, în funcție de viteza periferică a rotorului admis și presiunea regimului de calcul, să se determine valoarea presiunii abstracte $\bar{H}$.

Soluția optimă pentru acest caz, se obține modificînd atît diametrul gurii de aspirație, în sensul micșorării acesteia, cît și cel al rotorului D_2, pentru acesta din urmă acceptînd o valoare superioară celei rezultate din calculul precedent.

Astfel, admițînd $D_0 = 1{,}35$ m și $D_2 = 1{,}6$ m, va rezulta presiunea abstractă $\bar{H}$:

$$\bar{H} = \frac{H}{\rho u_2^2} = \frac{150}{0{,}122 \times 46{,}15^2} = 0{,}59.$$

Elementele calculului aerodinamic al ventilatorului pentru acest caz sînt redate în tabela 1.

Pentru unghiuri de fixare a paletei la ieșire, β_2 mai mici decît cel admis și în restul condițiilor neschimbate, nu se poate obține presiunea impusă (cea din regimul de calcul examinat), ci se ajunge la o presiune mai mare. De exemplu, pentru unghiul $\beta_2 = 60^0$ se ajunge final la presiunea $H = 160$ mm. col. apă. Această problemă poate să-și aibă o rezolvare, în sensul că putem admite unghiuri de atac α mai mari decît cele recomandate, în care caz se vor mări pierderile de presiune la curgerea aerului printre paletele rotorului. Admiterea de unghiuri β_2 mai mici va duce la un randament hidraulic și mai scăzut, deoarece o dată cu micșorarea unghiului β_2 presiunea teoretică a rotorului crește.

Este important de semnalat faptul că, în cazul de față, soluția adoptării diametrului gurii de aspirație rezultat din calcul și a admiterii unui alt coeficient de presiune $\bar{H}$, inferior ca valoare cazurilor normale, nu poate fi acceptabilă, deoarece, indiferent de mărimea unghiului β_2 ales, presiunea reală ce se va obține va fi întotdeauna mai mare decît cea cerută, diferența dintre aceste presiuni fiind cu atît mai mare cu cît unghiul β_2 este mai mic. Această idee este justă în ipoteza unui calcul normal, cînd se admit unghiuri de atac α obișnuite ca valoare, căci în cazul modificării acestui unghi prin admiterea unor valori α exagerat de mari este evident că se poate ajunge, așa după cum s-a mai spus, la presiunea dorită. Pentru cazul examinat, la o valoare de calcul normală a unghiului de atac $\alpha = 4^0\ 53'$, în cazul cînd $D_0 = 1{,}5$ m și $D_2 = 1{,}75$ m, vor rezulta urmă-

Tabela 1

Turația specifică a rotorului ns	rot/min	81
Diametrul gurii de aspirație D_0	m	1,54. Ales $D_0 = 135$
Diametrul exterior al rotorului D_2, pt. $\bar{H} = 0{,}8$.	m	1,37. Ales $D_2 = 1{,}60$
Viteza periferică a rotorului ales, U_2.	m/s	46,15
Presiunea abstractă, realizată de rotor, $\bar{H}$		0,59
Lățimea paletei (rotor tip tobă), b	m	0,7
Viteza periferică la intrarea în rotor, U_1	m/s	39
Diametrul de intrare a rotorului, D_1	m	1,35
Viteza meridională la intrare, C_{1m}	m/s	29,5
Viteza relativă la intrarea în rotor, W_1	m/s	39,5
Unghiul curentului la intrare β_{1c}	—	$130^0{,}40'$
Unghiul de atac al curentului, α	—	$10^0 40'$
Unghiul de fixare a paletei la intrare, β_1	—	120^0
Numărul paletelor, Z	—	36
Unghiul de fixare a paletei la ieșire, β_2	—	70^0
Viteza relativă la ieșirea din rotor, W_2	m/s	18,3
Viteza relativă la ieșire pentru cazul numărului finit de palete, W'_2.	m/s	17,6
Viteza absolută a curentului la ieșirea din rotor, C_2.	m/s	53
Presiunea teoretică a rotorului, H_t	mm. col. apă	281
Pierderi de presiune în rotor, $\Sigma\Delta H_r$	mm. col. apă	105
Circulația rotorului, Γ	$\frac{2—1}{m.s}$	251
Diametrul exterior al amortizorului, D_4	m	2,6
Viteza absolută a curentului la intrarea în amortizor, C_3	m/s	50,3
Viteza absolută a curentului la ieșirea din amortizor, C_4	m/s	31,4
Lățimea colectorului spiral, B	m	1,065
Deschiderea colectorului în secțiunea $\varphi = 2\pi$, A	m	2
Viteza aerului în colectorul spiralei C_A	m/s	18,85
Dimensiunile gurii de refulare a col. spiral $B \times C$	m	1,065/2,5
Pierderi de presiune în amortizor, $\Sigma\Delta H_{am}$	mm. col. apă	9
Pierderi de presiune în colector, $\Sigma\Delta H_{col}$	mm. col. apă	15
Pierderi totale de presiune, $\Sigma\Delta H$	mm. col. apă	129
Presiunea reală a ventilatorului, H	mm. col. apă	152
Randamentul hidraulic η_h	—	0,54
Randamentul mecanic, η_{mec}	—	0,94
Randamentul volumetric, admis η_v	—	0,96
Randamentul total, η	—	0,49

Tabela 2

Turația specifică a rotorului *ns* pentrn $K=2$	rot/min	58
Diametrul gurii de aspirație, D_0	m	1,15
Diametrul exterior al rotorului, D_2	m	1,30
Viteza periferică a rotorului U_2	m/s	37,5
Presiunea abstractă a rotorului, $\overline{H}$	—	0,90
Lățimea paletei rotorului (tip tobă), b	m	0,60
Viteza periferică la intrarea în rotor, U_1	m/s	33,5
Diametrul de intrare al rotorului, D_1	m	1,16
Viteza meridională a aerului la intrare, C_{1m}	m/s	20,8
Viteza relativă la intrare în rotor, W_1	m/s	30
Unghiul de curgere a curentului la intrare, β_{1c}	—	136°
Ungiul de atac, α	—	3°
Unghiul de fixare a paletei la intrare, β_1	—	133°
Numărul paletelor rotorului, Z	—	60
Unghiul de fixare a paletei la ieșire, β_2	—	45°
Viteza relativă la ieșirea din rotor, W_2	m/s	18,6
Viteza relativă în funcție de nr. finit de palete, W'_2.	m/s	16,6
Viteza absolută a curentului la ieșire, C_2	m/s	49,4
Presiunea teoretică a rotorului, H_t	mm. col. apă	218
Pierderi de presiune în rotor, $\Sigma\Delta H_r$	mm. col. apă	47
Circulația curentului, Γ	$m^2 \cdot s^{-1}$	195
Diametrul exterior al amortizorului, D_4	m	2
Viteza absolută la intrarea în amortizor, C_3	m/s	47,4
Viteza absolută la ieșirea din amortizor, C_4	m/s	31,4
Lățimea colectorului spiral, B'	m	0,85
Deschiderea colectorului în secțiunea $\varphi=2\pi$, A	m	1,2
Viteza aerului în colectorul spiral, C_A	m/s	19,6
Dimensiunile gurii de refulare a colectorului, $B\times C$	m	(2×0,85)/1,70
Pierderi de presiune în amortizor, $\Sigma\Delta H_{am}$	mm col. apă	5
Pierderi de presiune în colectorul spiral, $\Sigma\Delta H_{col}$	mm col. apă	13
Pierderi totale de presiune, $\Sigma\Delta H$	mm col. apă	65
Presiunea reală a ventilatorului, H	mm col. apă	153
Randamentul hidraulic, η_h	—	0,7
Randamentul mecanic, η_{mec}	—	0,95
Randamentul volumetric, admis, η_v	—	0,96
Randamentul total, $\eta = \eta_h \cdot \eta_{mec} \cdot \eta_v$.	—	0,64

toarele valori ale presiunii teoretice și reale în funcție de unghiul β_2 admis:

β_2	H_t, mm. col. apă	H, mm. col. apă
60°	346	221
70°	331	210
80°	317	197
85°	309	190

Pentru unghiul $\beta_2 = 85°$ și unghiul $\alpha = 40°$ se va ajunge la presiunea dorită $H = 150$ mm. col. apă, în care caz însă randamentul hidraulic este $\eta_h = 0{,}485$, mai mic ca în cazul precedent, iar randamentul total de numai $\eta \cong 0{,}4$.

De asemenea, dacă se admite orice altă valoare a gurii de aspirație D_0, diferită de cea optimă și în funcție de aceasta și diametrul rotorului D_2, se obțin rezultate și mai slabe în ceea ce privește randamentul. Astfel, pentru $D_0 = 1{,}25$ m, $D_2 = 1{,}5$ m, $\beta_2 = 40°$ și $\alpha = 3°30'$ rezultă randamentul hidraulic $\eta_h = 0{,}5$, iar pentru valori $\beta_2 > 40°$ presiunea $H = 150$ mm. col. apă nu se poate obține decît cu unghiuri α mai mari, în care caz randamentul hidraulic este și mai mic, $\eta_h < 0{,}5$.

În concluzie, construcțiile de ventilatoare centrifuge în domeniul turațiilor specifice $ns \geqslant 80$ rot/min au slabe calități aerodinamice puse în evidență de randamente hidraulice și totale scăzute, datorită faptului că pentru obținerea presiunilor cerute, trebuie să se renunțe în calcul la presiunile abstracte obișnuite și să se adopte valori mult mai mici. Aceasta este cauza obținerii unor randamente hidraulice atît de scăzute. Aceste concluzii rămîn valabile pentru orice tip de rotor (în ceea ce privește unghiul β_2). De asemenea, trebuie de precizat că aceste deducții se referă la ventilatoare centrifuge cu o singură gură de aspirație. Altfel, dacă se admite construcția cu gură dublă de aspirație, menționăm că aceasta este unica soluție ce rezolvă favorabil, din punct de vedere aerodinamic, problema dezbătută. Admițînd o astfel de soluție, se va realiza o turație specifică mai mică, corespunzătoare unui debit $Q/2$, presiune și turație neschimbate, H și respectiv n. De exemplu, în cazul acelorași parametrii de calcul, dar admițînd aspirație bilaterală ($K = 2$), elementele calculului aerodinamic sînt cele din tabela 2.

Se remarcă că în acest caz randamentul total al ventilatorului a crescut, la $\eta = 0{,}64$, față de primul caz, cel al construcției cu o singură gură de aspirație, cînd era $\eta = 0{,}49$. Trebuie de asemenea amintit că, în ambele cazuri, construcțiile avînd rotorul cu disc conic anterior ar putea da rezultate ceva mai bune din punct de vedere aerodinamic, valoarea $\overline{D}_0 = 0{,}84$ pentru primul caz și $\overline{D}_0 = 0{,}88$ pentru cel de-al doilea justificînd aceasta.

Randamentul hidraulic crește la $\eta_h = 0{,}7$ față de primul caz, cînd $\eta_h = 0{,}545$. Acest lucru este

justificat de obținerea unei presiuni abstracte corespunzătoare construcțiilor bune, $\bar{H}=0,9$, prin micșorarea diametrului exterior al rotorului ($D_2=1,3$ m față de $D_2=1,6$ m) în care caz presiunea teoretică a rotorului scade de la $H_t=$ $=281$ mm col apă (cînd $D_2=1,6$ m) la $H_t=$ $=218$ mm col apă; bineînțeles în funcție și de unghiul paletei β_2 adoptat. Pentru acest caz, valorile unghiului $\beta>45°$ nu pot fi admise, deoarece nu se poate obține presiunea cerută, în timp ce valorile unghiului $\beta_2<45°$ satisfac această condiție ducînd însă la o valoare a randamentului hidraulic mai scăzută, $\eta_h<0,7$. De aceea, s-a adoptat în calcule unghiul $\beta_2=45°$.

Punînd în directă legătură turația specifică a rotorului cu presiunea abstractă $\bar{H}$, se ajunge pe baza a diferite încercări la următoarea concluzie: obținerea unei presiuni abstracte $\bar{H}=0,8$ corespunzătoare rotoarelor cu palete curbate înainte presupune admiterea unei turații specifice $ns=70$ rot/min (regimuri de debite și presiuni ce duc la această turație specifică indiferent de valoaera turației de funcționare, n, a rotorului). Deci, se poate presupune pe baza deducțiilor precedente că începînd cu această valoare a turației specifice, randamentul ventilatorului centrifug cu paletele curbate înainte scade, cu atît mai mult cu cît turația specifică va fi mai mare.

Pentru ventilatoarele centrifuge cu paletele curbate înapoi valoarea presiunei abstracte $\bar{H}=0,4$ corespunde unei turații specifice $ns=75$ rot/min, iar pentru cele cu palete radiale, presiunea $\bar{H}=0,6$ corespunde unei turații specifice limită $ns=73$ rot/min.

Aceste valori pot fi considerate întrutotul exacte în cazul admiterii intrării radiale a curentului în rotor, cînd presiunea reală este $\bar{H}=$ $=\bar{H}\rho u_2^2\left(\text{în care caz } \bar{H}=\eta_h\cdot\frac{c'_{2u}}{u_2}\right)$ și de mai mică precizie pentru cazul cînd intrarea curentului în rotor nu este radială. În orice caz, în baza concluziilor trase, se va putea aprecia în bune condiții în calculul ventilatoarelor centrifuge care este tipul de construcție corespunzător (în ceea ce privește aspirația, cu o singură gură sau cu dublă gură de aspirație) din punct de vedere aerodinamic.

Calculul cinematic al troliilor M.E.Л.

Ing. Adrian Bărbulescu

I. Generalități

Troliile de tipul MEJI (inițialele de la „troliu de manevră electric", în limba rusă) se construiesc în două mărimi: MEJI —4,5, pentru o putere de 4,5 kW și MEJI —11,4 pentru o putere de 11,4 kW. Aceste trolii au căpătat o largă răspîndire și în industria noastră minieră, datorită unor calități remarcabile pe care le posedă.

Ele au o manevrare simplă și rapidă, sînt de o construcție solidă și relativ puțin complicată, turația are o variație continuă și în limite largi, toba permite înfășurarea unui cablu de lungime destul de mare.

În urmă cu cîțiva ani, cînd necesitățile au impus ca să se înceapă fabricarea lor în serie la noi în țară, s-au întocmit desenele de execuție după troliile sovietice existente, cu unele adaptări. Însă, în condițiile de atunci, nu s-a mai făcut un calcul cinematic și de rezistență, ale cărui rezultate să fie consemnate într-o „carte a mașinii", destinată exploatărilor care folosesc aceste trolii. Pentru a completa în parte acest gol, se prezintă mai jos, sub formă concentrată, rezultatele calculului cinematic.

II. Date constructive

Principalele caracteristici ale troliilor MEJI originale (sovietice) sînt arătate în tabela 1.

Tabela 1

Tipul troliului	МЕЛ —4,5	МЕЛ —11,4
Forța de tracțiune minimă, kg	400	1000
Viteza medie a cablului, m/s	0,580	0,760
Lungimea maximă a cablului, m	400	400
Raportul total de reducere a turației	45,5	41,0
Motorul electric tipul,	ТАГ 32	МА-143-1/4
puterea, kW	4,2	11,4
turația, rot/min	1460	1460
tensiunea, V	220/380	220/380
Dimensiuni de gabarit:		
lungimea, mm	856	1050
lățimea, mm	610	600
înălțimea, mm	602	655
Greutatea fără cablu, kg	332	516
Greutatea cablului, kg	116	208

Schema cinematică a mecanismului de transmitere a mișcării este identică pentru ambele mărimi; ea este reprezentată în fig. 1. Dife-

renţa constă în numărul de dinţi şi modulul roţilor, aşa cum se vede în tabela 2.

Tabela 2

Roata		1	2	3	4	5	6	7
МЕЛ—4,5	z	17	39	17	39	18	67	152
	m	2,5	2,5	2,5	2,5	3	3	3
МЕЛ—11,4	z	17	38	17	38	17	59	135
	m	3	3	3	3	4	4	4

descompus în două etape: prima corespunde cazului particular cînd sarcina este ridicată cu viteză maximă, a doua corespunde cazului general cînd sarcina este ridicată sau coborîtă cu o viteză oarecare, în funcţie de turaţia roţii 7, reglată cu ajutorul frînei de manevră.

— Aplicarea metodei tabelare pentru prima etapă a calculului presupune următoarele operaţii (tabela 3):

— Operaţia 1: se roteşte întregul mecanism, considerat ca un tot rigid, cu un număr de nE rotaţii: evident, fiecare element al său va fi rotit de n_E ori.

— Operaţia 2: se aduce roata 7 în poziţia iniţială, rotind-o de $-n_E$ ori; în timpul acestei operaţii, toba este menţinută fixă sau, altfel spus, se roteşte de 0 ori. Se vede din schemă

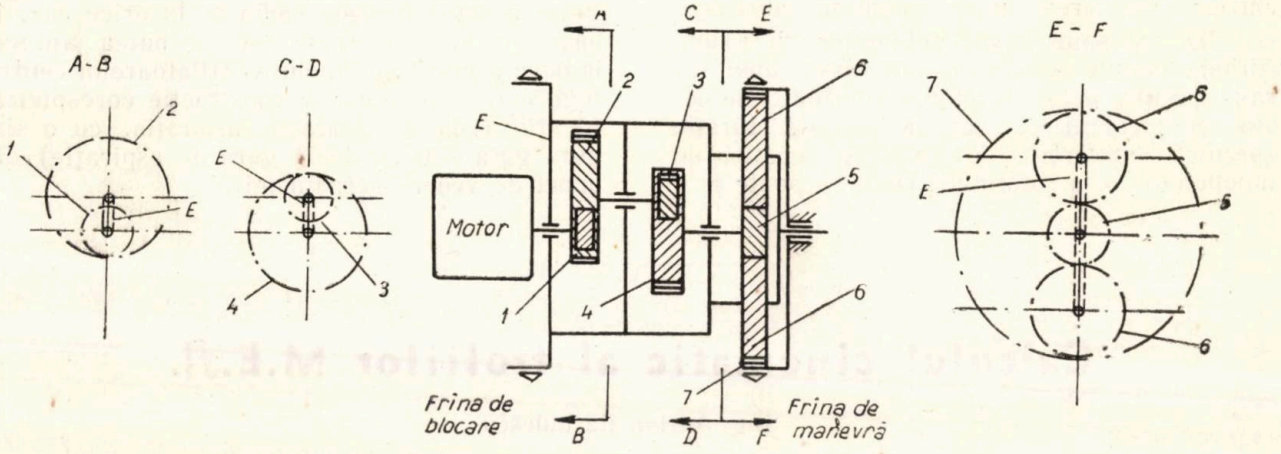


Fig. 1. Schema cinematică de calcul a troliilor МЕЛ

De remarcat că troliile au două frîne cu bandă: frîna de manevră şi fîrna de blocare. Frîna de manevră acţionează asupra coroanei cu dinţi interiori 7 şi serveşte la varierea vitezei de ridicare sau de coborîre a sarcinii. Frîna de blocare acţionează asupra tobei şi serveşte la oprirea şi fixarea acesteia.

III. Calculul cinematic

Analizînd schema cinematică, trebuie făcute următoarele observaţii preliminare:

a) Se va considera sens pozitiv sensul acelor ceasornicului, dacă privim mecanismul dinspre motor.

b) Perechea de roţi *(5,4)* execută acelaşi număr de rotaţii, roţile fiind legate rigid între ele, de asemenea perechea de roţi *(3,2)*.

c) Roata *1*, fiind legată direct de motor, are turaţia acestuia, cunoscută şi constantă în tot timpul funcţionării.

d) Toba reprezintă în cadrul schemei cinematice un braţ portsatelit, pe care sînt fixate roţile *2, 3* şi *6*.

— Calculul cinematic s-a făcut cu ajutorul metodei tabelare; pentru a fi mai intuitiv, s-a că în aceste condiţii roata *7* pune în mişcare toate celelalte roţi, care se rotesc cu numărul corespunzător de rotaţii rezultat din numărul lor de dinţi. Tabloul se completează din aproape în aproape, începînd de la roata *7* spre roata *1*.

— Operaţia *3*: se însumează cele 2 mişcări, rezultatul poate fi enunţat astfel: cînd roata *7* stă pe loc şi toba execută $+ n_E$ rotaţii, roata *1* se roteşte de $+ n_E \left(1 + \frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}\right)$ ori (în sens pozitiv).

— Nu avem decît să presupunem că numărul de rotaţii n_E se efectuează în decursul unui minut; înseamnă că în acest interval roata *1* se va roti de un număr de ori n_1 corespunzător turaţiei motorului. Deci:

$$n_E \left(1 + \frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}\right) = n_1 \qquad (1)$$

$$n_E = \frac{n_1}{1 + \frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}} = \frac{n_1}{i_{1E}}. \qquad (2)$$

— Raportul de transmisie total, de la motor la tobă, va fi :

$$\boxed{i_{1E}=1+\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}} \qquad (3)$$

— Pentru a doua etapă a calculului, trebuie făcută următoarea observaţie : cînd roata *7* este fixă, motorul roteşte toba în sens pozitiv, iar sarcina tinde să o rotească în sens negativ. Se vede din secţiunea *E—F* (fig. 1) că roata *7* va avea ca urmare tendinţa să se rotească în sens negativ. Deci, de îndată ce se slăbeşte acţiunea frînei de manevră asupra roţii *7*, ea va începe efectiv să se rotească în sens negativ şi turaţia tobei va scădea, putînd chiar să-şi schimbe sensul, începînd de la un moment oarecare.

— Aplicarea metodei tabelare se face în continuare, pornind de la rezultatele obţinute în prima etapă ; ea presupune următoarele operaţii (tabela 3) :

ori în sens pozitiv. Considerînd că mişcările se execută în timp de un minut, rezultă :

$$n_E\left(1+\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}\right)+n_7\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}=n_1 \qquad (4)$$

$$n_E\cdot i_{1E}+n_7(i_{1E}-1)=n_1 \qquad (4')$$

$$\boxed{n_E=n_1\frac{1}{i_{1E}}-n_7\left(1-\frac{1}{i_{1E}}\right)} \qquad (5)$$

— Se remarcă două cazuri particulare :

a) Primul caz are loc cînd roata *7* este fixată : $n_7 = 0$. Se obţine relaţia (2), ceea ce era de aşteptat :

$$n_E=\frac{n_1}{i_{1E}} \qquad (2)$$

b) Al doilea caz are loc cînd, datorită rotirii roţii 7 în sens negativ (prin slăbirea frînei de manevră) toba îşi micşorează turaţia pînă ce trece prin valoarea 0 (dacă slăbirea frînei continuă, toba începe să se rotească în sens negativ, sarcina coboară). Se obţine :

$$n_E=n_1\frac{1}{i_{1E}}-n_7\left(1-\frac{1}{i_{1E}}\right)=0$$

$$n_7=n_1\frac{1}{i_{1E}-1}. \qquad (6)$$

Tabela 3

Nr. curent	Operaţia — Denumirea	Elementele mecanismului — *1*	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*	*7*	*E*
1	Rotirea întregului mecanism de n_E ori	$+n_E$	$+n_E$	$+n_E$	$+n_E$	$+n_E$	$+n_E$	$+n_E$	$+n_E$
2	Rotirea roţii *7* de $-n_E$ ori, braţul *E* fiind ţinut nemişcat	$+n_E\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}$	$+n_E\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}$	$+n_E\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}$	$+n_E\frac{z_7}{z_5}$	$+n_E\frac{z_7}{z_5}$	$-n_E\frac{z_7}{z_6}$	$-n_E$	0
3	Insumarea mişcărilor de la *1* şi *2*	$n_E\left(1+\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}\right)$	$n_E\left(1+\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}\right)$	$n_E\left(1+\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}\right)$	$n_E\left(1+\frac{z_7}{z_5}\right)$	$n_E\left(1+\frac{z_7}{z_5}\right)$	$n_E\left(1-\frac{z_7}{z_6}\right)$	0	$+n_E$
4	Rotirea roţii *7* de $-n_7$ ori, braţul *E* fiind ţinut nemişcat	$+n_7\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}$	$+n_7\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}$	$+n_7\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}$	$+n_7\frac{z_7}{z_5}$	$+n_7\frac{z_7}{z_5}$	$-n_7\frac{z_7}{z_6}$	$-n_7$	0
5	Insumarea mişcării *4* cu rezultatul obţinut la *3*	$n_E\left(1+\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}\right)+n_7\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}$	$n_E\left(1+\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}\right)+n_7\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}$	$n_E\left(1+\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}\right)+n_7\frac{z_7 z_4}{z_5 z_3}$	$n_E\left(1+\frac{z_7}{z_5}\right)+n_7\frac{z_7}{z_5}$	$n_E\left(1+\frac{z_7}{z_5}\right)+n_7\frac{z_7}{z_5}$	$n_E\left(1-\frac{z_7}{z_6}\right)-n_7\frac{z_7}{z_6}$	$-n_7$	$+n_E$

— Operaţia 4 : se roteşte roata *7* cu $-n_7$ rotaţii, toba *E* menţinîndu-se fixă. Pentru celellate roţi, sînt valabile cele spuse mai sus la operaţia *2*.

— Operaţia 5 : se însumează şi mişcările datorită operaţiei *4*. Rezultatul poate fi enunţat astfel : cînd roata *7* execută $-n_7$ rotaţii (în sens negativ) şi toba, n_E rotaţii, roata *1* se roteşte de

$$\left\{n_E=\left(1+\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}\right)+n_7\frac{z_7 z_4 z_2}{z_5 z_3 z_1}\right.$$

Observaţii. a) Este de la sine înţeles că rezolvarea problemei cu ajutorul metodei tabelare se putea face dintrodată. In acest caz, operaţia *1* rămînea neschimbată ; la operaţia 2 s-ar fi rotit roata *7* cu $-(n_E+$

$+n_7$) rotații și însumînd cele 2 mișcări s-ar fi obținut același rezultat care apare la operația 5 (tabela 3).

b) Calculul s-a simplificat foarte mult, prin aceea că s-a presupus element conducător cu mișcarea cunoscută toba *E*, iar nu roata *1*. Procedînd altfel, ar fi trebuit să se descompună schema cinematică în trei mecanisme planetare mai simple și să se aplice metoda tabelară pentru fiecare dintre ele.

IV. Aplicații numerice.

— Ținînd seama de datele constructive ale troliilor ME. și înlocuind în (2), (3), (5) și (6) se obține:

troliu MEЛ−4,5

$$i_{1E}=1+\frac{152\times39\times39}{18\times17\times17}=45{,}5$$

$$n_E=\frac{1}{45{,}5}1\,460-\left(1-\frac{1}{45{,}5}\right)n_7=32{,}09-0{,}98\ n_7$$

$n_7=0$ $\quad n_E=0$

$n_E\cong32$ rot/min $\quad n_7\cong33$ rot/min

troliu MEЛ−11,4

$$i_{1E}=1+\frac{135\times38\times38}{17\times17\times17}=40{,}8$$

$$n_E=1\,460\frac{1}{40{,}8}-\left(1-\frac{1}{40{,}8}\right)n_7=35{,}78-0{,}97\ n_7$$

$n_7=0$ $\quad n_E=0$

$n_E\cong36$ rot/min $\quad n_7\cong37$ rot/min

— Reprezentarea grafică a relației între turația n_E a tobei și turația n_7 a roții 7 se vede în fig. 2; s-a luat în considerare și posibilitatea de a acționa troliile cu motoare cu 1000 rot/min (turația sincronă).

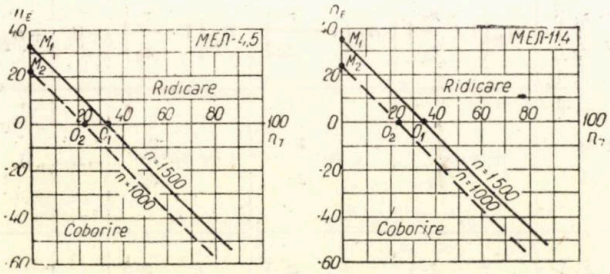


Fig. 2. Reprezentarea grafică a dependenței dintre turația tobei și a roții 7 la troliul MEЛ

— Punctele M_1 și M_2 reprezintă regimurile de funcționare normală cu viteza de ridicare maximă a troliului. Punctele O_1 și O_2 reprezintă regimurile pentru care toba stă pe loc; este evident că nu poate fi vorba de un regim stabil, ci mai degrabă de o trecere a tobei prin starea de repaus în momentul schimbării sensului de rotație.

Din diagramă se vede că:

a) Este rațional ca la ridicarea sarcinii să se lucreze în punctele *M*, care corespund productivității maxime a troliului.

b) Reglarea vitezei de ridicare a sarcinii se poate face permițînd roții *7* să se rotească mai repede sau mai încet (pe diagramă: segmentul $\overline{OM}$) prin acționarea frînei de manevră.

c) Oprirea sarcinii se poate obține teoretic și cu frîna de manevră, aducînd turația n_7 în punctul *O* și menținînd-o aproximativ constantă; regimul este însă nestabil.

Ca urmare, oprirea sarcinii într-o poziție bine determinată și pentru un timp mai lung nu se poate realiza decît prin acționare directă asupra tobei; în aceste cazuri se va folosi frîna de blocare.

d) Reglarea vitezei de coborîre a sarcinii se poate obține de asemenea și cu frîna de manevră, menținînd turația roții *7* crescută dincolo de punctul *O*.

Apare clar că, deoarece roata *7* are o turație mai mare decît toba E, frînarea ei necesită un moment și deci o forță cu valoare mult mai mică decît în cazul folosirii frînei de blocare. Este deci rațional să se regleze și viteza de coborîre tot cu ajutorul frînei de manevră.

— În ceea ce privește troliile MEЛ executate la noi în țară, în multe cazuri nu sînt folosite cu întreaga lor capacitate. În perioada cînd s-au întocmit desenele de execuție, pentru troliul MEЛ —4,5, s-au prevăzut motoare de 5,5 kW și 1000 rot/min (turația sincronă). Motivele se poate presupune că au fost accidentale: lipsa de motoare cu 1500 rot/min, dorința de a putea folosi același tip de motor ca pentru transportoarele cu raclete sau alte motive. Această rezolvare prezintă următoarele dezavantaje:

a) Troliul este utilizat sub posibilitățile sale. Dacă s-ar folosi un motor de 1500 rot/min ar rezulta o sporire cu 50% a vitezei de transport.

b) Motorul actual este supradimensionat: la turația de 1000 rot/min și ținînd seamă că forța de tracțiune a troliului nu poate fi mărită din motive de rezistență, ar fi suficient un motor de 3,8 kW. Folosirea motoarelor supradimensionate duce la înrăutățirea valorii cos φ în rețea.

c) Motorul cu 1000 rot/min este mai mare și mai scump decît un motor cu 1500 rot/min, de aceeași putere.

Astăzi, în întreaga economie națională se pune un accent deosebit pe folosirea completă a capacității utilajelor noastre; trebuie deci să se treacă peste tot la înlocuirea motoarelor cu 1000 rot/min, prin motoare cu 1500 rot/min, atît la troliile MEЛ existente, cît și la cele ce se vor construi în viitor.

Bibliografie

[1] Levenson L. B.: *Teoria mecanismelor și a mașinilor*, Ed. Tehnică.

[2] Spivakovschi A. O.: *Oborudovanie rudnicinovo transporta*, Ugletehizdat.

Metale rare şi disperse

V. Brana

Industria modernă întrebuinţează, pe lîngă cantităţi imense de metale uzuale (Fe, Mn, Al, Pb, Cu, Zn, Ni, Co, Cr etc.) şi o însemnată cantitate de metale rare, cum sînt: titanul, molibdenul, wolframul, vanadiul, litiul, rubidiul, cesiul, beriliul, zirconiul, niobiul, tantalul, precum şi diferite metale disperse, cum sînt: galiul, indiul, taliul, germaniul, reniul, cadmiul, hafniul şi pămînturile rare.

Rolul acestor metale este din ce în ce mai însemnat.

Numirea de *metal rar* este convenţională, căci prin această noţiune nu trebuie să se înţeleagă numai decît raritatea lui în natură, ci mai ales gradul de întrebuinţare a metalului respectiv.

Metalele rare nu formează o grupă aparte datorită unor proprietăţi chimice asemănătoare, ci faptului că ele apar foarte rar, sau exploatarea şi prepararea lor este foarte anevoioasă.

Această noţiune este deci relativă şi variabilă în timp. Astfel, acum 68 de ani aluminiul era considerat un metal rar şi deci foarte scump. Mendeleev, cu ocazia vizitei la Londra în anul 1889, a primit ca dar diferite obiecte preţioase, printre care şi o balanţă de aluminiu şi aur. Iată deci că ceea ce se considera ieri ca un metal rar, este astăzi un metal comun, şi foarte probabil că ceea ce considerăm noi astăzi ca metale rare vor fi mîine metale uzuale.

Un exemplu prin care se dovedeşte că nu gradul de răspîndire în natură este acela care dă numirea de metal rar este litiul. Puţini oameni au văzut vreo bucată de litiu, deşi în scoarţa pămîntului se găseşte de zece mii de ori mai mult decît aurul şi de o sută de ori mai mult decît plumbul. Deosebirea constă în faptul că deşi aurul şi plumbul se găsesc în cantităţi mai mici în scoarţa pămîntului, aceste metale se concentrează în zăcăminte accesibile, uşor de exploatat, iar minereurile lor sînt uşor de preparat, în timp ce litiul nu formează niciodată concentraţii importante şi din această cauză este într-adevăr un metal rar.

Prin *metale disperse* se înţeleg elementele care nu formează, în scoarţa pămîntului, minerale proprii, sau foarte rar, ele găsindu-se de obicei sub formă de amestecuri izomorfe în reţelele cristaline ale altor minerale. Aşa se găseşte germaniul în blendă, galiul în bauxite, hafniul în zircon etc.

Unele metale încep a-şi pierde dreptul de a mai purta titlul de metale rare, întrucît producţia lor mondială a ajuns la mii, zeci de mii sau chiar sute de mii de tone anual. Astfel, producţia de titan a ajuns la 500 000 t anual, cea de molibden la 30 000 t anual, cea de wolfram la 40—50 000 t concentrate cu 60% WO_3, iar cea de vanadiu 4 300 t/an.

În cele ce urmează se face o prezentare sumară a metalelor rare şi disperse mai importante.

A. METALE RARE

1. Litiul

Greutatea lui specifică de 0,534 îi dă dreptul de a se numi cel mai uşor metal cunoscut. Cu toate că este destul de răspîndit în natură, acum 40 de ani era mai scump decît aurul.

Litiul este un metal alcalin de culoare alb-argintie. În natură se găseşte numai sub formă de combinaţii, intrînd în compoziţia multor minerale în cantităţi mici.

Se găseşte în silicaţi ca *spodumenul* — $LiAl(Sr_2O_6)$, care conţine 8,1% Li_2O. Unele varietăţi conţin şi pămînturi rare, heliu şi uneori cesiu. Un alt mineral din care se poate obţine litiu este *ambligonitul* $LiAl(PO_4F)$. Aceste minerale se găsesc în pegmatitele granitice, în asociaţie cu cuarţul, feldspaţii, turmalina şi altele.

Pegmatitele bogate în albit sînt sursa principală de minereuri de litiu.

Litiu se mai poate obţine din micele de litiu: *lepidolitul* şi *zinnwalditul*.

În cantităţi foarte mici se mai găseşte în apa multor izvoare minerale, în apa de mare, în sol şi mai ales în cenuşa multor plante, cum sînt: tutunul, ceaiul, hameiul, sfecla de zahăr şi altele.

Se încearcă extragerea litiului din melasa de la fabricile de zahăr.

Litiul are numeroase întrebuinţări: la fabricarea acumulatoarelor alcaline (pentru submarine), a sticlelor optice speciale (sticle alb şi de opal), a rachetelor roşii strălucitoare, în medicină, la prepararea apelor minerale artificiale, în sinteza compuşilor organici.

Sub formă de clorură de litiu este întrebuinţat la purificarea aerului condiţionat, la purificarea heliului, în tehnica fotografică, rötgenografie. În siderurgie aliajul de litiu şi calciu se întrebuinţează pentru îmbunătăţirea proprietăţilor mecanice ale lagărelor.

Litiul măreşte rezistenţa aliajelor de cupru şi aluminiu. Se cunosc peste 40 de aliaje ale litiului cu alte metale.

În ultimul timp litiul se întrebuinţează pentru prepararea tritiumului (H_3).

2. Rubidiul şi cesiul

Dintre metalele alcaline (Li, Na, K, Rb, Cs) rubidiul şi cesiul sînt cele mai puţin răspîndite în natură şi foarte dispersate. Rubidiul a fost identificat în meteoriţii silicioşi şi în unii feldspaţi. El se găseşte de asemenea în mineralele de litiu. Unul din cele mai bogate minerale în rubidiu este lepidolitul, care conţine 3% Rb_2O. În aceeaşi proporţie se găseşte în microclin şi în proporţie de cca. 1% în mică.

Cesiul se găseşte în aceleaşi minerale ca şi rubidiul, dar în cantităţi mult mai mici. El însoţeşte celelalte metale alcaline în unele varietăţi de mică şi beril. Cel mai important mineral pentru obţinerea cesiului este pollucitul $Ce_4Na(Al_5\ Si_{11}O_{32})\ 1{,}3\ H_2O$ sau $Ce(AlSi_2O_6)$ care conţine 13% oxid de cesiu.

Se cunosc 10 minerale care conţin rubidiu şi cesiu, dar acestea se găsesc foarte rar. Cele mai importante minereuri de rubidiu şi cesiu sînt carnalitele.

Conţinutul carnalitelor deşi este abia 0,01—0,02% clorură de rubidiu şi 0,0002—0,0003% clorură de cesiu prezintă importanţă prin faptul că rezervele sînt practic inepuizabile.

Aceste două metale sînt destul de răspîndite în apele mărilor şi în izvoarele minerale.

Apa Mării Negre conţine 0,00032 g de rubidiu la litru. Apele minerale ale izvorului Tariţin din Staraia Ruska conţin pînă la 0,032 g clorură de rubidiu şi pînă la 0,00035 g clorură de cesiu la litru de apă.

Cele mai importante zăcăminte de rubidiu şi cesiu din U.R.S.S. se găsesc în carnalitele de la Solicamsk, lepidolitele şi amazonitele din Ural, Transbaicalia, în Asia Centrală şi în Munţii Hibin. Minereurile sînt preparate în uzine speciale.

S-a constatat că unele plante au proprietatea de a extrage şi acumula în corpul lor cantităţi destul de însemnate de compuşi ai rubidiului şi cesiului. Dintre acestea citäm: sfecla de zahăr, boabele de cafea, frunzele de ceai şi frunzele de tutun (Florov şi Iudenici).

Cenuşa ce ar rezulta din arderea tulpinelor şi frunzelor neutilizate de tutun, sau melasa de la fabricile de zahăr, ar putea constitui oarecare surse pentru aceste două metale rare.

Izotopul cesiului cu greutatea atomică 137 rezultă în cantităţi mari ca deşeu de la reactorii nucleari. Acest

metal este foarte valoros ca sursă de raze gama, pentru fotografiere, la tratamentul cancerului, pentru sterilizarea medicamentelor și altele.

Aceste două elemente sînt cele mai active metale din punct de vedere chimic, în contact cu aerul — la temperatura camerei — se oxidează atît de repede încît se topesc și se aprind.

Întrebuințările celor două metale sînt foarte variate și importante. Amintim aici doar cîteva: celulele fotoelectrice cu cesiu găsesc nenumărate aplicații în cinematograful sonor, televiziune, telecomunicații, în laboratoare, microscopul electronic, automatizarea proceselor de producție și altele.

3. Beriliul

Acest metal ușor, cu greutatea specifică 1,842, se găsește în natură, mai ales în silicatul dublu de beriliu și aluminiu, care conține 4,5—5% beriliu și se numește beril.

Cu toate că acest metal a fost descoperit în anul 1797 de către chimistul Vauquelin, pe scară industrială a fost obținut abia în anul 1930.

Producția mondială (fără U.R.S.S.) a ajuns în anul 1953 la 9 250 tone concentrate de beriliu.

Beriliul promite să dea omenirii aliaje care nu vor cunoaște oboseala. Aliajele făcute pe bază de cupru cu 2—3% Be, așa numitele bronzuri de beriliu sînt foarte rezistente, au o mare duritate, rezistență la oboseală și la coroziune.

La expoziția „Atomii pentru pace" organizată la Geneva în anul 1955 au fost prezentate o mulțime de tuburi din metale rare: Be, Mo, Nb, Ta, Th, U, V, și Zr necesare pentru construirea reactorilor atomici. A fost remarcat de asemenea și un model de bară de uraniu învelită cu zircon și alta învelită cu beriliu.

Aliajele de Al. și Mg pot fi îmbunătățite considerabil printr-un adaos de cîteva miimi pînă la cîteva sutimi de procent de beriliu. Un adaos de 0,003% Be împiedică oxidarea magneziului.

În industria energiei nucleare beriliul ocupă un loc însemnat. Avînd o acțiune de absorbție joasă, se face o importantă economie de neutroni și poate fi utilizat atît ca material de construcție cît și ca moderator.

Beriliul este unul dintre cele mai importante metale ale viitorului. În scoarța pămîntului se găsește în cantități foarte reduse, abia 0,0005% față de 7,51% Al sau 1,94% Mg.

O cercetare amănunțită a pegmatitelor din țara noastră se impune — întrucît s-ar putea ca unele dintre ele să conțină elemente rare și disperse și printr-o valorificare globală a tuturor componentelor exploatarea lor ar putea fi justificată economicește.

4. Zirconiul

Semnalat pentru prima dată în anul 1789, a fost obținut sub formă impură în 1865. În scoarța pămîntului este destul de răspîndit: 0,025—0,028%, adică mai mult decît Cu, Pb, Zn sau Ni.

Se găsește în șisturi cristaline (în special în calcare cristaline): în cloritoșisturi, gnaise, sienite și granite. Apare, de asemenea, în pegmatite, în roci bazice, gresii, nisipuri feruginoase și în cantități mici în diferite minerale. Zirconiul mai apare în roci magnetice: bazalte, dalerite, pegmatite granitoide, precum și magme bazice.

Se cunosc pînă acum aproape 20 de minerale de zirconiu, însă industriale nu pot fi considerate decît zirconiul și badeleitul și, în mai mică măsură, endialitul și eucaliptul.

Zirconiul ($ZrSiO_4$) conține 67,2 ZrO_2 și 32,8% SiO_2. Se prezintă sub formă de cristale tetragonale, cu o densitate de 4,6—4,8, o duritate 7,5 (Mohs) și o temperatură de topire 2430°C. Are culoare galbenă, brun-roșcată, rareori verde, sau incolor.

Datorită rezistenței sale mari, apare în foarte multe aluviuni, alături de ilmenit, rutil, monazit, magnetită, granați etc.

Din aceste aluviuni zirconiul se poate obține prin concentrare pe cale hidrogravitațională, concentrare pe mase oscilante, pe jgheaburi, în spirale, elicoidale (Humphrey) etc.

Concentratele conțin 10—99% zirconiu. Zirconiul conține de obicei 0,5—4% HfO_2. Conținutul în hafniu nu prezintă nici un inconvenient pentru zirconiul întrebuințat în industrie, însă în domeniul energiei nucleare are o influență defavorabilă. Separarea lor este o problemă foarte grea.

Zirconiul pur este un metal moale, ductil și rezistent la atacul celor mai mulți acizi (afară de cel fluorhidric, sulfuric concentrat și a acizilor fosforici).

Este mai rezistent decît tantalul, titanul sau oțelul inoxidabil.

În urma cercetărilor din ce în ce mai mari ale industriei nucleare, producția mondială de concentrate de zirconiu a crescut considerabil, ajungînd în anul 1950 la 40 000 t minereu.

Zirconiul are numeroase întrebuințări la confecționarea tuburilor electronice, a filamentelor pentru lămpile cu mercur (deoarece nu formează amalgame), în chirurgie, neurochirurgie (în locul oțelurilor inoxidabile, a tantalului sau al argintului, deoarece nu dă reacții în mușchi sau în oase). Se mai întrebuințează în industria refractarelor, a porțelanului, în industria optică, aliaje feroase și neferoase, ca tanant.

La construirea primului reactor termic submarin s-a întrebuințat zirconiul, întrucît rezistă la coroziunea apei.

Zirconiul este foarte răspîndit ca mineral accesoriu în rocile eruptive acide și neutre.

5. Niobiul și tantalul

Aceste două metale pot fi considerate printre cele mai rare și mai noi. Ele se găsesc de obicei împreună în columbit și tantalit.

Oțelurile crom-nichel inoxidabile au proprietatea de autocălire, adică devin fragile, ceea ce împiedică prelucrarea lor. Niobiul face oțelul plastic și tenace, îngăduind prelucrarea lui prin ștanțare și sudură.

Aliajele care conțin pînă la 0,7% niobiu își păstrează tenacitatea și la —80°C, ceea ce este foarte important pentru industria aviatică și pentru lucrări în regiunile polare.

Carburile niobiului și tantalului ating duritatea diamantului avînd în același timp o temperatură de topire de 4 000°C. Fiind foarte rezistent la acizi înlocuiește platina la confecționarea vaselor de laborator.

Răcitoarele din uzinele nucleare se fac și din niobiu.

Tantalul are o culoare apropiată de a platinei (cenușie-albăstrie).

Aliajul de tantal și cupru imită aurul, avînd în același timp și o rezistență mare la acțiunea agenților externi.

Tantalul rezistă foarte bine la coroziune.

În anul 1918 producția de minereu de niobiu și tantal (columbit și tantalit) era de 2 t, în anul 1919 a fost de 44 t, în anul 1934 de 389 t, în anul 1938 a depășit 1 000 t, iar în anul 1953 a ajuns la 3 000 t.

Conținutul în minereu este mic: 0,1—0,5% Nb_2O_5.

Prețul niobiului și al tantalului metalic este foarte mare față de prețul concentratelor. Aceasta din cauza unor procedee foarte anevoioase și complicate de prelucrare pentru obținerea metalului din concentrate.

Aceste două metale sînt din ce în ce mai căutate.

Cercetările geologice din U.R.S.S. au pus în evidență în peninsula Kola cele mai importante zăcăminte de niobiu din lume, sub forma unui mineral numit loparit (Na, Ce, Ca) (Nb, Ti)O_3.

Acest mineral nu se găsește în altă parte a lumii. El conține 8—10% $(Nb,Ta)_2O_5$.

În țara noastră trebuie studiate zăcămintele de pegmatite pentru posibilitatea de extragere a niobiului și a tantalului.

B. METALE DISPERSE

In această categorie intră metalele care nu formează decît foarte rar minerale proprii. In general aceste elemente disperse se găsesc sub formă de amestecuri izomorfe în rețelele altor minerale. Din această cauză ele nu formează niciodată acumulări importante (zăcăminte) ci se obțin totdeauna ca subproduse ale altor metale. Din cauza proprietăților chimice asemănătoare determinarea elementului dispers nu se poate face decît prin analize spectrografice și roentgenografice. Valoarea acestor metale fiind însă mare, ele sînt căutate și extrase, chiar cînd se găsesc în cantități foarte mici. Astfel, blenda care conține numai 0,1% indiu, se consideră minereu de indiu, a cărui valoare este mai mare decît a întregii cantități de zinc.

1. Galiul

Are o culoare albă-albăstruie, asemănătoare cu aluminiul. Se topește la 30°C și din această cauză se întrebuințează la obținerea unor aliaje ușor fuzibile. Înlocuiește cu succes mercurul la fabricarea termometrelor pentru temperaturi pînă la 1500°C. Este atît de moale încît se poate tăia cu briceagul.

Acest metal se poate obține din depunerile care se formează la cuptoare la prăjirea minereurilor de cupru sau de zinc. Galiul a fost semnalat în bauxite și se poate extrage economic din leșiile alcaline de la procedeul Bayer, prin electroliza aluminiului de sodiu. Acest procedeu se poate aplica bauxitelor cu 0,007% Ga. Din 10 t de bauxită se pot extrage 600 g de galiu și 2,5 kg vanadiu (sub formă de V_2O_5).

Prezența galiului a mai fost semnalată în mică, în argile și în reziduurile de gudroane de la uzinele cocsochimice, care conțin pînă la 0,7% galiu.

Zăcămintele noastre de bauxită trebuie cercetate pentru determinarea posibilităților de extragere a galiului.

2. Indiul

A fost descoperit prin cercetarea spectografică a clorurii de zinc, obținută din blendă. Indiul este un metal foarte moale. Din el se fac aliaje speciale pentru lagăre și cuzineți, ca aliaj în plombele dentare, la fabricarea oglinzilor, a farurilor, oglinzilor astronomice, ecranelor luminoase ale unor aparate speciale.

Suprafețele lucii ale indiului reflectă complet și egal toate razele vizibile ale spectrului.

Indiul se găsește mai ales în blendă, în proporție pînă la 0,6%, uneori însă apare și în pirită. Se extrage din zgurile și reziduurile de la uzinele metalurgice de zinc și plumb, precum și de la fabricarea pigmentului alb numit litopan.

Zăcămintele noastre de sulfuri polimetalice trebuie cercetate pentru identificarea indiului.

3. Taliul

Este un metal alb cu nuanțe cenușii albăstrii, asemănător plumbului.

Taliul a fost obținut prima dată din praful de cameră al uzinelor de acid sulfuric, provenind deci din pirită, care prin ardere dă substanțe volatile de seleniu, arsen și taliu.

Sărurile de taliu se întrebuințează la fabricarea sticlelor optice cu un coeficient mare de refracție.

Celulele fotoelectrice de taliu sînt sensibile la razele infraroșii.

Din taliu se pot face aliaje cu o temperatură foarte joasă de topire, servind la fabricarea dispozitivelor de protecție a mașinilor și mecanismelor de încălzire excesivă.

Deși se găsește în blendă și pirită în proporții ce ajung pînă la cîteva procente, taliul se extrage numai din prafurile și nămolurile uzinelor metalurgice neferoase, a fabricilor de acid sulfuric etc.

4. Germaniul

Acest metal a fost descoperit în anul 1886, verificîndu-se previziunile lui Mendeleev, care l-a numit eka-siliciu.

Se găsește dispers în blendă și în unele minerale argintifere: argiroditul ($GeS_2.4Ag_2S$), în germanit (Cu_3GeS_4), care conține 6—7% Ge. În special însă se extrage din zgurile minereului de zinc, precum și din zgurile unor cărbuni care conțin pînă la 1,6% Ge.

Aliajele de germaniu au multe utilizări. O cantitate neînsemnată de germaniu adăugată la duraluminiu ușurează prelucrarea lui. Aliajul de aur cu 27% germaniu se întrebuințează la sudurile de aur.

Germaniul se obține ca subprodus al prelucrării minereurilor de zinc, precum și din reziduurile uzinelor cocso-chimice.

5. Reniul

In anul 1925, cu ajutorul spectrografiei, s-au descoperit două elemente noi, care au ocupat locurile libere din tabela Mendeleev și au fost numite *tehnețiu* și *reniu*. Acesta din urmă și-a cîștigat repede un loc în industrie, putîndu-se extrage din reziduurile de la prelucrarea molibdenului.

Concentratele de molibden conțin uneori pînă la 0,015% reniu. Prin prăjirea oxidantă a acestor concentrate (la 600—650°) reniul se oxidează și trece cu gazele în praful, ce se reține de filtrele electrice, conținînd 0,2% reniu.

In anul 1930 s-au obținut primele grame de reniu metalic.

Prin prelucrarea minereurilor cuprifere de la Mansfeld (Germania) s-a ajuns apoi la o producție anuală de 200 kg reniu.

Prin electroliză se obține reniu sub forma unei pulberi strălucitoare de culoare brună cenușie.

Fiind un metal rezistent la temperaturi înalte, cu proprietăți mecanice superioare și rezistență mare la acizi, acest metal tînăr este foarte apreciat. Astfel, filamentele de wolfram din becurile electrice și mai ales din tuburile electronice se acoperă cu reniu, devenind astfel mult mai rezistente.

Acest metal nu formează niciodată minerale proprii, este deci prin excelență un element dispers.

Cantități neînsemnate de reniu — 1 la 10 milioane părți de rocă — au mai fost semnalate în rocile manganoase din Arcansas (S.U.A.). Pentru obținerea unui kg de reniu trebuie prelucrate 10 000 tone de rocă.

In molibdenit se găsește 0,00005% pînă la 0,002% reniu.

Temperatura de topire este foarte ridicată (3167°C). Duritatea rivalizează cu aceea a wolframului și a vanadiului, fiind în același timp rezistent acțiunii acizilor fluorhidric și clorhidric.

Reniul ocupă un loc de frunte în obținerea aliajelor dure și extradure.

6. Cadmiul

In natură se găsește foarte rar sub formă de greenokit — CdS; apare însă sub formă de amestec izomorf în blendă. Conținutul de cadmiu în minereurile de zinc, sau de plumb și zinc variază între 0,02 și 2,35%, în raport cu conținutul în zinc.

Cadmiul este un subprodus al metalurgiei zincului. El se poate obține din praful și din reziduurile topitoriilor de zinc, plumb și cupru, dar mai ales din reziduurile uzinelor electrice de zinc sau ale fabricilor de litopan.

Conținutul de cadmiu în aceste produse variază între 1,2 și 12%.

Pentru obținerea cadmiului se întrebuințează procedeul pirometalurgic, bazat pe distilarea fracționată repetată a prafului de zinc din condensatoare și a zincului termic brut (cadmiul metalic fiind mai volatil decît zincul). Se poate întrebuința însă și metoda hidro-

metalurgică, bazată pe solubilizarea fracționată și cementare cu praf de zinc. Soluția de sulfat de cadmiu rezultată este supusă unei purificări, apoi electrolizei, obținîndu-se cadmiu electrolitic cu o puritate de 99,99%.

Întrebuințările cadmiului sînt foarte numeroase. Cu ajutorul lui se obțin aliaje cu cele mai joase puncte de topire, întrebuințate pentru diferite dispozitive de siguranță. Un adaos de 0,9—1,2% cadmiu mărește rezistența mecanică a cuprului. Aliajele cupru-cadmiu sînt întrebuințate la fabricarea conductoarelor de tramvaie și troleibuze, care trebuie să reziste la frecarea troleului, la încovoieri și întinderi.

În ultimii ani industria nucleară întrebuințează, pe lîngă alte metale, și cadmiu, ca material de reglare, întrucît prezintă o înaltă capacitate de a capta neutronii.

Datorită multiplelor întrebuințări ale cadmiului și importanței lui în industria termonucleară, producția mondială a crescut continuu.

În țara noastră s-a început producția cadmiului pe scară industrială, ca subprodus al metalurgiei zincului.

În concluzie trebuie să menționăm că una din cele mai importante surse de metale disperse este blenda, în a cărei rețea spațială se găsesc dispersate: cadmiu, galiu, indiu, taliu și germaniu. După cum se vede, compoziția blendei (de altfel și a calcopiritei, piritei și marcasitei) este mult mai complicată decît apare la prima vedere. Există totuși cîteva semne care pot da oarecare indicații unui cercetător atent, întrucît geochimiștii au constatat cîteva fapte constante: astfel blendele negre sînt bogate în fier și nu conțin aproape de loc cadmiu, în schimb sînt bogate în indiu și uneori în germaniu.

Galiul se găsește în blendele de culoare brun deschisă, iar cadmiul în cele galbene-arămii. Varietățile colorate închis sînt de obicei mai bogate în seleniu și telur

Aceste cîteva indicații sînt prețioase, iar cercetătorii noștri trebuie să dea mai multă atenție zăcămintelor de sulfuri polimetalice din țara noastră și în special celor bogate în blendă care pot constitui surse de extragere a metalelor disperse.

Un nou sistem de semnalizare și darea alarmei în mine

Ing. **Pompiliu Bălulescu**

Caracterul deosebit al incendiilor de mină, pericolul ce-l prezintă atît pentru minerii cît și pentru echipele de salvare și intervenție la incendii, a îndreptat atenția tehnicienilor spre noi cercetări pentru găsirea unor aparate de semnalizare și de dare de alarmă în mine.

Astfel, în R. P. Polonă s-a experimentat un nou tip de aparat pentru semnalizare și dare de alarmă în mină, aparat apreciat mult și în străinătate.

În fig. 1 se arată elementele principale care intră în componența unui asemenea aparat:

SA — semnalizator de alarmă în mine; *Ls* — linii de semnalizare; *D* — dispozitiv de difuzare (alarmare); *GA* — generator acustic; *A* — amplificator; *I* — dispozitiv pentru măsurarea izolației; *C* — chei; *M* — megafoane; M_i — microfonul; R_r — receptor rezervă; *CA* — centrală de alarmare; *BA* — baterie de acumulatoare; *GV* — generator vibrator; *Rc* — redresor de contact; *Lt* — linii de transmisie; *T* — telefon.

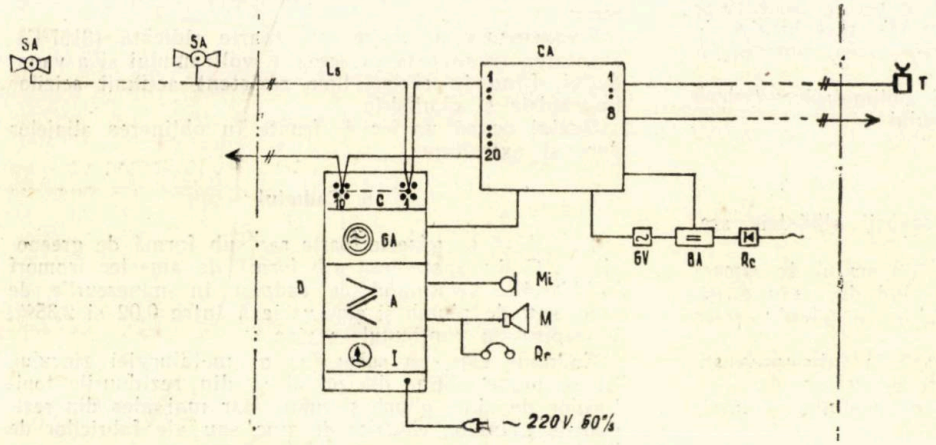


Fig. 1.

Acest aparat are o parte din instalație montată în mină, iar o parte la suprafața pămîntului.

În compunerea instalației din mină fac parte rețeaua conductelor de semnalizare, precum și semnalizatoarele de alarmare din mine, legate prin rețeaua de conducte cu instalațiile de la suprafață. Restul aparaturii se montează la suprafața pămîntului, în cabina dispecerului.

Sistemul de alarmare prezentat mai sus funcționează în cadrul unui sistem de rețele cu curent continuu, liniile de semnalizare fiind supuse unui control electric permanent.

Capacitatea centralei de alarmare oferă posibilitatea de a se introduce în mină 20 linii de semnalizare cu conductă dublă.

În fiecare linie se pot introduce unul pînă la cinci semnalizatoare, ce se pot instala în diferite secții, în punctele de încărcare și descărcare sau în alte puncte importante unde lucrează echipe de mineri.

În afară de aceste linii, se pot lega la centrală circa opt linii cu conductă dublă *(Lt)*, de asemenea controlate electric. Aceste linii sînt terminate cu aparate telefonice obișnuite, care servesc la transmiterea apelurilor de alarmă spre stația de salvare din mină, spre stația de raion, spre stația principală sau spre alte încăperi din cuprinsul minei sau din afara minei.

Intreaga instalație de alarmare este alimentată central din cabina dispecerului și cuprinde: o baterie de acumulatoare *BA* 24 V = 36 Ah), un redresor (24 V=2 A), un generator vibrator *(GV*: 70 V, 25 Hz), sursa de curent alternativ dată de rețeaua de iluminat (220 V, 50 Hz).

Semnalizatorul este construit astfel încît poate să îndeplinească rolul unei sirene de alarmare, al unui megafon, sau al unui microfon.

Trăsătura sa caracteristică este consumul unei puteri minime de ordinul a 2 W, oferind în același timp o puternică sonoritate pe o rază de 120 m, cu ton deosebit de al zgomotului produs în mediul înconjurător.

În plus, semnalizatorul posedă un buton de alarmă așezat în spatele unui geam de protecție, cu scopul

de a transmite dispecerului apelul în legătură cu pericolul anunţat.

In afară de aceasta, semnalizatorul este prevăzut cu o priză de telefon unde se introduc microtelefoane portabile care permit comunicarea telefonică cu dispecerul, fără să se provoace semnalul de alarmă.

Schema electrică a semnalizatorului de alarmă din mine se arată în fig. 2. W_1, W_2 — dispozitive acustice fără baterie; T_1, T_2 — pîlnii; BA — buton de alarmă; P — priză de telefon; R — rezistenţă; K — condensator; d_1, d_2 drosere de etanşare penrtu introducerea cablului; 1—5 inele de legătură.

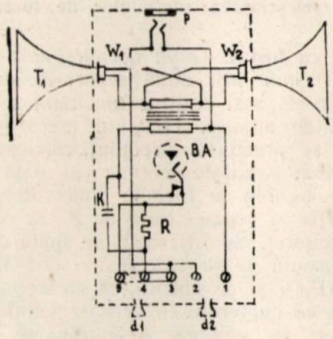


Fig. 2.

Principala sarcină a centralei de dare a alarmei este: recepţionarea apelurilor de alarmă transmise de semnalizatoarele din mină cu determinarea concomitentă a liniei de unde provine apelul, transmiterea acestor apeluri în locurile stabilite din mină sau afară din mină, precum şi controlul electric al conductelor reţelei de semnalizare a alarmei (semnalizarea întreruperilor, scurtcircuitele şi legătura cu pămîntul a conductelor, specificîndu-se genul de avarie, precum şi linia unde a avut loc deteriorarea).

Pentru a ne orienta asupra posibilităţilor de folosire a acestei centrale, se prezintă pe scurt modul de funcţionare.

Persoanele care se află în mină, după observarea pericolului de incendiu (flăcări, fum, apariţie de gaz etc.), se îndreaptă către cel mai apropiat semnalizator, sparge geamul de protecţie şi apasă pe butonul de alarmă. Prin apăsarea pe buton, se produc în centrala de alarmă semnale optice şi acustice corespunzătoare, precum şi transmiterea pe linia respectivă a unui semnal special de alarmă de la generatorul acustic, semnal care este auzit în toate semnalizatoarele ce funcţionează pe linia respectivă (în raionul respectiv). In acelaşi timp alarma este transmisă în mod automat la formaţia de pompieri, la echipa de salvare, precum şi pe locurile unde sînt instalate aparate telefonice de alarmă.

Dispecerul anulează semnalele acustice din centrală (semnalele optice rămîn), introduce printr-o cheie în dispozitivul de difuzare transmiţătorul şi vorbind la microfonul său întreabă care-i cauza alarmei, amănunte în legătură cu pericolul, apoi întoarce aceeaşi cheie pe poziţia „ascultare".

Dacă în acest timp persoana care se află lîngă semnalizator începe să vorbească în una din pîlniile semnalizatorului, atunci dispecerul recepţionează această anunţare prin megafon, cu ajutorul receptoarelor de rezervă.

Folosirea megafonului în acest fel are calitatea că anunţul transmis din mină poate fi recepţionat de mai multe persoane.

In modul acesta dispecerul poate fi în permanent contact cu echipele din mină aflate în pericol, poate să dirijeze acţiunea de retragere a echipelor, indicînd căile de retragere, dirijînd pentru acţiune echipele de salvare etc.

Pentru ca instalaţia descrisă mai sus să-şi poată îndeplini sarcina în cît mai bune condiţii, este necesar ca în fiecare mină să se studieze procedeul de folosire a ei, ţinînd seama şi de planul de apărare a minei împotriva incendiilor.

Amplasarea semnalizatoarelor în mină, instruirea echipelor de mineri pentru a nu sparge inutil geamurile şi apăsa pe buton, contribuie cu siguranţă la folosirea cu succes a acestor instalaţii.

După **„Prezeglad Pozarniczi"**, nr. 2/1958.

Dozarea gravimetrică a zirconiului din nisipurile aluvionare

Ing. **Dumitrescu Lola** şi chim. **Wasserman Ita**

Zirconiul are aplicaţii ca produs refractar şi izolant din cauza punctului său înalt de topire, micii conductibilităţi calorice şi electrice, rezistenţei la agenţi chimici. Se foloseşte la fabricarea cărămizilor refractare, creuzete (tuburi, mufe). De asemenea, este folosit ca abraziv.

Aliajele de zirconiu se folosesc la fabricarea firelor de lampă cu incandescenţă. Mici cantităţi de zirconiu adăugate oţelului, cuprului, nichelului, le face mai rezistente.

Zirconiul serveşte drept catalizator la prepararea hidrogenului prin acţiunea CO asupra vaporilor de apă; la sinteza amoniacului. Sărurile de zirconiu pot înlocui pe cele de bismut în radiografie. Metalul serveşte drept filtru pentru separarea razelor $K\alpha$ şi $K\beta$ ale molibdenului.

Avîndu-se în vedere utilizarea atît de variată şi mereu crescîndă a zirconiului s-a început în laborator un studiu asupra metodelor de dozare gravimetrică.

In minereuri zirconiul este însoţit aproape întotdeuna de titan, se găseşte împreună cu hafniu şi deseori cu alte pămînturi rare. Ceea ce prezintă o greutate în mersul analizei de minereu ce conţine zirconiul este tocmai separarea acestuia de celelalte elemente ce împiedică dozarea lui. Aceste elemente sînt, în afară de titan şi pămînturi rare, Fe, Al, Ni, Cr, Co, Be, Mn, Ur, Th, Ta, cum şi grupa Sn. Zirconiul este foarte asemănător cu titanul în ce priveşte proprietăţile sale, însă mai rar întîlnite.

Minereurile ce conţin zirconiu se dezagregă greu cu agenţii folosiţi în analizele obişnuite de silicaţi.

De aceea, la începutul cercetărilor din laborator, s-au încercat diferite metode de dezagregare recomandate în literatură.

Descompunerea cu Co_3Na_2 s-a dovedit a fi incompletă.

Pirosulfatul de K nu acţionează decît lent asupra zirconiului.

Boraxul a fost folosit cu succes în dezagregarea zirconiului. Prezintă însă inconvenientul că nu se pot doza alcaliile.

Pentru unele minereuri ce mai conţin, în afară de Zr, Ba, S, Cr, se folosesc topituri cu $Co_3Na_2+NO_3K$.

Toate aceste recomandări, au fost încercate şi au fost confirmate de practică.

Metoda menţionată în cele mai cunoscute tratate, ca fiind cea mai completă, este dezagregarea minereului cu Co_3Na_2 împreună cu Na_2O_2, metodă care ne-a dat rezultatele cele mai bune şi pe care o folosim la analizele noastre.

Menţionăm că acizii nu descompun minereurile de zirconiu.

Separări

Dacă minereul conține Cu și grupa Sn, se precipită cu H_2S în soluție ușor acidă.

Fe, Ni, Co, Mn și Zn se separă în soluție amoniacală prin care trece un curent de H_2S. Fierul se blochează cu acid tartric.

Titanul se separă la precipitarea cu $(NH_4)_2HPO_4$ în soluție acidă de H_2SO_4 în prezența H_2O_2 în exces.

De taliu și pămînturi rare, separarea se face în exces de acid oxalic.

Al, Cr, Ur, se separă cantitativ cu cupferon, în soluție de H_2SO_4.

Dozarea gravimetrică a zirconiului

Pentru dozarea zirconiului, literatura recomandă mai multe metode.

Astfel, se recomandă metode gravimetrice, volumetrice, potențiometrice și colorimetrice.

Ponomarev, Hillebrand și Scott socotesc metoda de precipitare cu fosfat de amoniu ca ideală, pentru cantități mici de zirconiu în roci. Titanul este complet separat de zirconiu.

Kolthoff, Lundell, Treadwell recomandă dozarea cu cupferon, ca o metodă avantajoasă, deoarece dă un compus stabil cu o compoziție definită și o separare completă de Al, Cu, Ur, P, Be.

Pentru determinarea zirconiului, în oțeluri se recomandă metoda cu acid fenol arsenic $C_6H_5AsO(OH)_2$ care permite separarea Zn de Al, Fe, Ti pămînturi rare, P, Mn, Ni Co, Cu, Zn, Be.

Precipitarea cu acid selenios este bună prin faptul că fierul și titanul nu trebuie îndepărtate. Metoda nu a fost însă atît de încercată ca celelalte.

Alte metode de dozare a zirconiului ar fi cu NH_4OH pentru săruri pure.

Metoda cu acid mandelic este considerată ca cea mai selectivă.

Pentru cantități foarte mici, se recomandă metode colorimetrice cu ajutorul alizarinei.

In laborator ne-am oprit la două metode, pe care le-am încercat, deoarece aveam reactivii și utilajul necesar:

1. Metoda cu fosfat.
2. Metoda cu cupferon.

Metodele de dozare gravimetrică a zirconiului cu fosfat și cu cupferon sînt metode bune, pentru faptul că folosind reactivi ușor de procurat și mînuit, aparatura obișnuită de laborator, au dat rezultate satisfăcătoare.

Metoda cu cupferon este mai greu de aplicat la minereurile noastre care conțin titan și care precipită împreună cu zirconiu, care se deduce prin diferență, putînd îngloba și alte elemente, ceea ce ar duce la erori.

Metoda cu fosfat este indicată căci precipită cantitativ zirconiu în prezența titanului.

S-a încercat înlocuirea dezagregării în creuzete de nichel prin dezagregare în creuzete de platin. Insă peroxidul de sodiu distruge și mai repede platinul.

S-a mai încercat evitarea separării grupei a II-a, ea fiind incomodă și neplăcută din cauza H_2S. Aceasta nu se poate realiza decît dacă se dezagregă proba cu HF în creuzet de platin.

Descrierea metodelor de lucru

I. **Metoda cu fosfat.** După dezagregarea probei în condițiile arătate mai sus, după separările de celelalte elemente pe care le mai conține minereul, soluției acidulate cu H_2SO_4 i se adaugă H_2O_2 în exces pentru blocarea titanului și se precipită zirconiul cu fosfat de amoniu $PO_4(NH_4)_2H$ în cantitate teoretic calculată după raportul Zr : 2P. Precipitarea se face la temperatura de 50—60°C. Se lasă soluția în repaus timp de 2—12 ore, după cantitatea de precipitat. Se filtrează, se spală cu o soluție de azotat de amoniu și se calcinează pînă la constant. Se cîntărește ZrP_2O_7 și se calculează ca ZrO_2.

II. **Metoda cu cupferon.** In aceeași soluție acidă ce conține zirconiu se adaugă o soluție de cupferon 6% ($C_6H_5N—NO—ONH_4$). Precipitatul de zirconiu este alb, floconos; în cazul cînd există și titan este galben.

Se filtrează, se spală precipitatul cu o soluție de HCl și se calcinează de data aceasta direct ZrO_2. Corecția pentru titan se face aparte, prin determinarea colorimetrică a titanului.

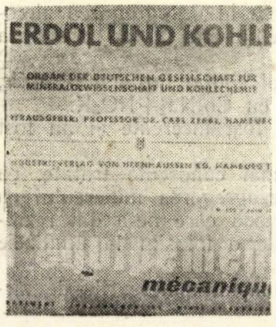
Cîteva considerații asupra analizelor efectuate

Conținuturile prea mici de ZrO_2, adică sub 0,2—0,3% nu pot fi dozate cu prea multă precizie, deoarece trebuie luate în lucru cantități prea mari de minereu, ceea ce atrage o dezagregare greoaie, toate operațiile fiind îngreunate.

Dat fiind numărul mare și variat al operațiunilor din cursul unei singure analize de zirconiu, timpul de execuție e mult mai mare decît la celelalte elemente ce se dozează în mod curent, iar erorile la ultimele cîteva zeci de analize făcute în serie, datorită considerentelor mai sus arătate, au fost relativ mari.

Pentru conținuturi obișnuite însă, rezultatele obținute au fost satisfăcătoare.

Documentare:



Malinovskii V. A.: **Clasarea cărbunilor prin metoda adeziunii hidraulice.** Ugoli, 38 (1958), nr. 1 (ianuarie), p. 35—38.

Principiul acestui nou procedeu de clasare și spălare a cărbunilor constă în următoarele: turbureala ce constă din apă și particule hidrofobe, particule hidrofile și spumă, trece printr-un jgheab în zona primară a clasorului hidraulic ca adeziune unde este trimisă spre un tambur, de adeziune ce se rotește în sens invers acelor ceasornicului care provoacă clasarea. Un melc montat pe fundul clasorului asigură evacuarea continuă a particulelor hidrofobe și a spumei. Materialul de pe tambur se rade cu un cuțit special și trece într-un alt vas din care se evacuează. Tamburul de adeziune se confecționează din oțel, cauciuc etc. și joacă și rol de filtru. Cînd partea superioară de tambur iese din turbureală se face vacuum în tambur, iar în apropierea cuțitului se suflă aer pentru a ajuta desprinderea particulelor hidrofobe de pe tambur.

Uscarea hidraulică reduce încărcarea flotației deoarece aceasta nu preia decît turbureala cu un raport S/t = 1 : 4, 1 : 3, nu mai face necesară prezența injectoarelor, permite realizarea unui circuit închis al apei. Totodată aplicarea acestei metode de dozare permîte simplificarea spălării prin zetaj sau medii dense și poate fi complet automatizată.

Incercările inițiale au arătat că se poate obține dintr-un cărbune cu 22% cenușă, circa 68% cărbune spălat cu 6,6% cenușă, un produs intermediar 9,3% cu cenușă în proporție de 44,2% și de 9% steril cu 71,5% cenușă. Cărbunele din alimentare este sfărîmat pînă la 13—20 mm.

* * *: **Noi mine de metale neferoase în U.R.S.S.** Promîșlenno Ekonomiceskaia Gazeta nr. 83, 1958.

In regiunea economică Samarkand, datorită unor explorări intensive la zăcămîntul de Wolfram din Koitaș au fost descoperite noi corpuri de minereu.

Aici au început lucrări pentru săparea unui puț vertical, care va permite exploatarea la adîncimea de 220—230 m.

Mina centrală a zăcămîntului se adîncește cu 70 m.

In această mină, cu ajutorul sondajelor în orizonturile inferioare au fost descoperite filioane bogate în minereu.

La Iughicika, în curînd, va fi dată în exploatare o nouă mină, care va duce la dublarea extracției de sheelit.

* * *: **Descoperirea noilor zăcăminte de materii minerale utile în U.R.S.S.**, Promîșlenno Ekonomiceskaia Gazeta nr. 85/1958.

In apropierea orașului Balșoi Tkomak a fost descoperit un important zăcămînt de mangan, ale cărui rezerve depășesc de 1,5 ori rezervele bazinului Nicopol. In regiunea Malaia Belozerka au fost descoperite importante concentrații de minereu cu un conținut de 62—68% fier. In raionul Guleai Pole a fost descoperit un important zăcămînt de cărbune brun. Rezervele zăcămîntului însumează aproape un miliard tone. In unele cîmpuri extracția cărbunelui poate fi făcută în carieră.

Pe întregul teritoriu al regiunii Zaporojie au fost explorate peste 20 diferite materii minerale utile.

Mihov P.: **Prepararea minereurilor de plumb și zinc din Rodope în medii dense.** Mine Delo, 13 (1958), nr. 1 (ian.), p. 44—50.

Ca medii dense s-au încercat :

— magnetit ce permitea obținerea unei greutăți specifice de 2,6. Finețe sub 0,074 mm. ;

— barit ce permitea obținerea unei suspensii de 2,0 ;

— galenit ce permitea obținerea unei suspensii de 4,3 ;

— ferosilice ce permitea realizarea unei suspensii de 2—3,15.

Uzina construită are o capacitate de 250 t/24 ore și folosește mediu cu ferosiliciu la o finețe de 80—90 % sub 0,054 mm. Indicii obținuți în această instalație sînt următorii : dintr-un produs inițial cu 1,74% Pb și 1,72% Zn se obține 70% concentrat cu 2,28% Pb, și 2,10% Zn cu o extracție de 90,52% în Pb și 87,75% în Zn și un steril cu 0,33% Pb și 0,60% Zn.

I. L. Licenko: **Metode raționale de tăiere a minereului la minele din Dgeskazjansk.** Gornîi Jurnal, 1333 (1958), nr. 1 (ian.), pag. 33—41.

Necesitatea mecanizării transportului a impus trecerea de la pușcarea cu găuri lungi la aceea cu găuri scurte, care permite o sfărîmare mai înaintată a minereului, deși în acest caz productivitatea muncii s-ar reduce cu circa 25%.

Pentru a găsi o soluție și în cazul folosirii găurilor lungi s-a experimentat pușcarea cu microîntîrziere a unor încărcături alungite prin intercalarea unor calupuri de lemn de 0,5 m. Pușcarea cu microîntîrziere a permis reducerea consumului de exploziv.

I. M. Verchovski și alții : **Cercetarea cîtorva legi ale procesului de zețaj prin metoda gama locației.** Gornîi Jurnal, 133 (1958), nr. 1 (ian.) pag. 53—56.

Această metodă permite cercetarea amănunțită a proceselor de preparare prin înregistrarea continuă a spațiului parcurs de particulele analizate în interiorul cărora se introduc izotopi radioactivi cu puternice radiațiuni gama.

Cercetarea zețajului prin această metodă a dovedit că afînarea redusă a stratelor intermediare este principalul criteriu al procesului de zețaj.

U. X. Bakirov și O. A. Bogaevschi: **Despre schemele de aeraj cu recircuitare.** Gornîi Jurnal, 133 (1958), nr. 1 (ian.), pag. 56—61.

Variațiile temperaturii aerului introdus în minele metalifere pot fi foarte mari, mergînd de la —35—40° în timpul iernii, pînă la +30+35° în timpul verii. Acest fapt creează un climat variabil în mină mai ales în cazul unor adîncimi de exploatare de pînă la 500 m.

Rezultă deci că problema uniformizării climatului minier prezintă o importanță deosebită. Uniformizarea climatului prin folosirea instalațiilor de răcire și încălzire necesită mari cheltuieli. Această uniformizare a climatului se poate obține însă și prin trecerea la recircularea parțială a aerului : curentul de ieșire din mină urmînd a fi dirijat complet, nu parțial, din nou în mină.

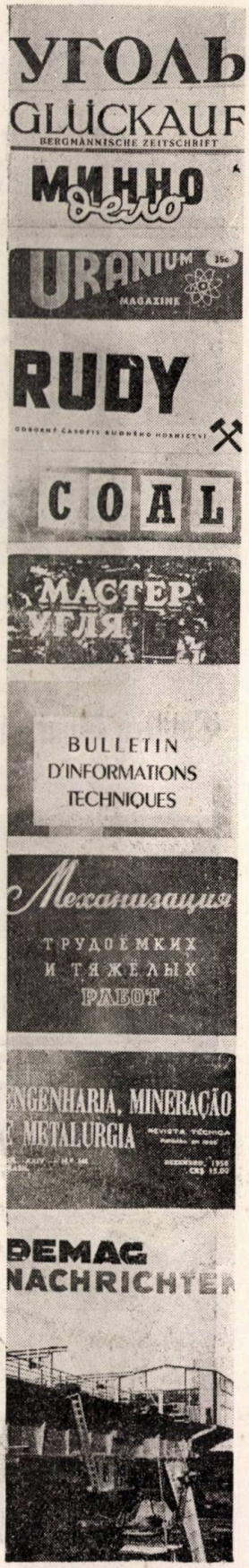
In general, aerul care iese din mină nu prezintă condiții de admisibilitate pentru reintroducere în mină drept aer proaspăt, numai din punct de vedere al măririi conținutului de praf.

Recircularea aerului permite completa reducere a consumului de căldură pentru încetinirea aerului sau răcirea aerului și uniformizarea temperaturii aerului în mină.

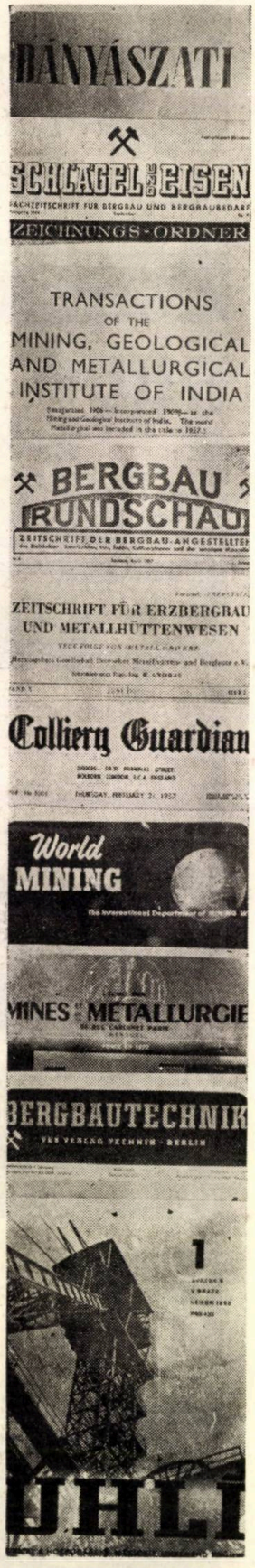
Cheltuielile necesare aplicării acestei scheme se referă la instalațiile de deprăfuire și a conductelor de recirculare.

J. Nezvevt: **Sondeuze cehoslovace și străine.** Rudy 5 (1958), nr. 1 (ianuarie), p. 24—28.

In articol se dau caracteristicile sondeuzelor fabricate în U.R.S.S., R.D.G. și Suedia.



DOCUMENTARE



DOCUMENTARE

J. Venek şi K. Klime: **Măsurarea efectului seismic la puşcarea cu microîntîrziere în mină.** Uhli 8 (1958), nr. 1 (ianuarie) 5—8

Autorii analizează supoziţiile referitoare la mecanismul exploziilor cu microîntîrziere şi dau rezultatele măsurătorilor efectului seismic în mină şi totodată se evaluează efectul brizant al exploziilor.

Din experimentările efectuate rezultă o deosebire între mecanismul detonaţiei cu microîntîrzieri în mine şi în cariere.

I. A. Teigher: **Experienţa forării găurilor de mină cu tăişuri detaşabile cu diametrul de 40 mm.** Gornii Jurnal, 133 (1958), nr. 1 (ian.), 37—38

Prin trecerea de la diametrul de tăiş de la 46 mm la 40 mm viteza de perforare s-a mărit de 1,28 ori, observaţiile arată eficacitatea lucrărilor de puşcare în găuri cu diametrul redus. Astfel, trecerea de la diametrul de 46 mm la cel de 40 mm este urmată de o mărire a coeficientului de utilizare al găurii de la 0,75 la 0,93, fapt care permite reducerea cu 40% a consumului de explozivi.

N. Szultov: **Stadiul actual al tehnicii perforării vibro-percutante.** Rudy, 6 (1958), nr. 1, (ianuarie), 1—9

Autorul expune modul de lucru şi prezintă parametrii perforării vibro-percutante Salzgitter, Hauzherr, Nüsse şi Greffer. De asemenea sînt expuse cerinţele impuse sfredelelor şi tăişurilor, indicîndu-se vitezele de perforare realizate în centrul acestei noi metode.

Melevici N. A.: **Alegerea capacităţii vagonetelor şi a forţei la cîrlig la locomotive pentru noile mine.** Ugoli, 33 (1958), nr. 1 (ianuarie), pag. 28—32.

Autorul, folosind metoda analitică, determină parametrii optimi ai transportului cu locomotive electrice considerînd un singur punct de încărcare.

Pe baza acestor calcule se dau nomogramele pentru determinarea capacităţii optime a vagonetului în funcţie de capacitatea punctului de încărcare, lungimea traseului şi de numărul de vagonete din garnitură şi pentru alegerea tipului optim al locomotivei cu troleu în funcţie de aceiaşi factori.

* * *: **Locomotivele electrogiroscopice la încărcări.** The mining electrical and mechanical engineer, 38 (1958), nr. 448 (ianuarie), pag. 216.

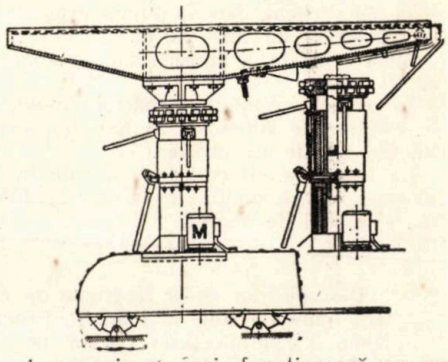
Noul tip de locomotivă engleză în construcţie giroscopică se caracterizează prin faptul că volantul se roteşte într-o atmosferă de hidrogen la presiune redusă. Încărcarea unei astfel de locomtive durează 2,5 minute ceea ce nu poate dăuna continuităţii transportului.

T. Boldizar: **Influenţa mărimii secţiunii lucrării miniere şi a vitezei aerului asupra măririi temperaturii în mină.** In Archiwum Gornictwa II (1957), caiet 4, pag. 197—200.

Folosirea unei exacte rezolvări a ecuaţiei diferenţiale a lui Fourier pentru conductibilitatea termică în coordonate cilindrice, ne arată că aerajul perfect în lucrările miniere calde din adîncime şi la umiditate redusă nu poate fi realizat prin mărirea vitezei aerului. Răcirea creşte mai mult prin mărirea secţiunii căilor de aeraj, dacă viteza se menţine constantă.

F. Kammer: **Susţinerea mobilă autopropulsată.** Publicaţiile Institutului maghiar de cercetări miniere (1957), volumul 1.

In figură este indicat un stîlp hidraulic de 100 t în care roţile sînt acţionate de motorul electric M. Stîlpul se fixează la 35 t în



mod mecanic şi apoi funcţionează ca un stîlp hidraulic. Înălţimea minimă a stîlpului este de 1,5 m, iar cea maximă de 2,2 m.

W. Arnold: **Adîncirea puţurilor la minele de sare din S.U.A. prin congelare şi cimentare.** Bergbautechnik, 8 (1958), nr. 1 (ianuarie), p. 34—39.

Formaţiunile acoperitoare ale zăcămintelor minerale în S.U.A. sînt, în general, mult mai favorabile decît în Europa.

Prima aplicare a congelării în S.U.A. a fost efectuată în anul 1888 şi nu a dat rezultate. Abia în anul 1950 şi în anii următori s-au realizat cu succes săparea cîtorva puţuri la minele de sare prin acest procedeu, în care scop s-a folosit experienţa practică europeană. In schimb aparatajul pentru măsurarea înclinării găurilor de sondă au fost luate din industria petroliferă americană.

In Canada procedeul congelării a fost aplicat folosind diametre mici ale conductelor de răcire. Procesul de cimentare se aplică în S.U.A. ca şi în Europa. Pentru susţinerea puţurilor se aplică numai beton.

Lansdown R. F.: **Mecanizarea abatajului şi problema cărbunelui bulgăr.** Colliery Guardian, 196 (1958), nr. 5057 (ianuarie), pag. 132—135.

Autorul arată că, în domeniul mecanizării abatajului este necesară studierea maşinilor existente din punct de vedere al factorilor care produc degradarea cărbunelui, extinderii mecanizării transportului şi studierea de noi maşini de tăiere a cărbunelui în concordanţă cu cerinţele de cărbuni.

Analizînd creşterea indicelui de mecanizare al tăierii, se observă că a crescut de la 5% în anul 1948 la 25% în anul 1957, ceea ce a produs o reducere a producţiei de

cărbuni bulgări de la 34% la 23%. Analizînd mașinile de tăiere rezultă că cel mai mult mărunt este produs de combina Anderton și cel mai puțin de plugul Lohe. Or, ca structură a mecanizării tăierii în Anglia se constată că 37,4% este obținut de combina Anderton și 18% de combina Meco Moore în timp ce numai 8% este obținută prin folosirea plugurilor.

În încheiere autorul arată necesitatea unei folosiri selective a mașinilor de tăiat cărbune și totodată a perfecționării combinei.

* * * : **Praful de mină.** Colliery Guardian, 196 (1958), nr. 5056 (23 ianuarie), pag. 124—125.

În articol sînt prezentate discuțiile ce au avut loc asupra unui referat cu tema: „Amestecarea prafului respirabil cu aerul din mină, studiată cu ajutorul atomilor marcați".

Din articol se desprinde faptul că această metodă a fost aplicată la determinarea pierderilor de aer în furnal. Timpul de circulație în aerajul subteran impune folosirea unei cantități mari de atomi marcați. Aceștia pot fi folosiți cu succes și în cazul drenării metantului. În cazul aplicării acestui procedeu în mină trebuie luate măsuri speciale de protecție.

În ce privește natura materialului marcat acesta poate fi orice gaz mai ușor de marcat și de manevrat în mină decît un praf radioactiv.

Glossop F. G.: **Explozivii și procedeele de pușcare pentru producerea cărbunelui bulgări.** Colliery Guardian, 196 (1958), nr. 9056 (ianuarie), pag. 121—134.

Autorul analizînd creșterea gradului de mecanizare a consumului de explozivi în perioada 1954—1957 constată o reducere cu circa 10% a procentului de cărbune blocuri.

Abordînd problema explozivilor, autorul consideră că pentru tăierea cărbunilor ar fi indicată folosirea unor explozivi mai slabi sau a unor cartușe cu diametru mai redus. Remarcînd importanța problemei, autorul arată necesitatea existenței în fiecare bazin a unui inginer care să se preocupe de problema explozivilor și a pușcării.

Folosirea procedeului Cardox și Hidrox deși dă mai bune rezultate, totuși este scump și creează pierderi importante în spălătorii.

În ceea ce privește aplicarea procedeului Armstrog și a procedeului Cardox permite o sensibilă mărire a proporției de cărbune bulgări. În ceea ce privește cheltuielile pe tonă, considerînd cu 100% cheltuielile de pușcare, prin procedeul Armstrong, rezultă că folosirea explozivilor ajunge la 133%, procedeul Cardox la 205%, iar Hidrox la 220%.

* * * : **Tăierea cu găuri lungi de mină forate paralel cu frontul abatajului, încărcare cu plug și susținerea mobilă.** Inichar, Bulet. (1957), nr. 58 (decembrie), pag. 1 182—1 190.

În vederea realizării ideii abatajului fără om, în Anglia se studiază o tehnică nouă de exploatare a stratelor subțiri și orizontale.

În frontul de cărbune la 0,75 m de față se forează dintr-o galerie laterală, pînă în cealaltă galerie, o gaură de mină paralelă cu frontul de cărbune avînd un diametru de 56 mm. Forarea se execută cu un perforator rotativ Victor montat pe un sasiu de fixare cu un dispozitiv de calare a direcției. Se folosesc sfredele din tije de cîte 1,8 m, care se îmbină ca și tijele de foraj. După forarea găurii, aceasta se închide la o extremitate etanș, și în ea se injectează apă în vederea slăbirii presiunii de injecție normale. Presiunea apei este de 10—20 kg/cm² și în acest mod se verifică etanșeitatea găurii de mină și se înmoaie cărbunele înainte de pușcare etc. După verificare se lasă să se scurgă apa din gaură și în aceasta se introduce încărcătura de exploziv formată din cartușe de Hydrobel plasate în lungul unui fitil detonant. După introducerea încărcăturii, gaura se etanșează și se efectuează burajul cu apă sub presiune mai mică decît cea stabilită ca posibilă în timpul verificării. Apa mărește efectul exploziei asigurînd o transmisie energică și instantanee a presiunii în toată masa de cărbune.

După această afînare cărbunele este încărcat de pluguri-screper și deversat într-una din galerii pe o bandă.

Ca susținere a fost experimentat șistemul Bolton mecanizat care permitea avansarea abatajului cu 1,5 m/zi. Ulterior s-a experimentat susținerea cu elemente duble gemene: două elemente identice se plasau alături și avansau alternativ, avansarea unui element făcîndu-se sub protecția celuilalt. Folosirea susținerii cu grinzi alunecătoare pe stîlpi hidraulici nu a dat rezultate prea bune, deoarece aceste grinzi nu pot urmări în bune condiții ondulațiile acoperișului. Rezultatele obținute în cadrul sectorului destinat numai acestor experimentări sînt următoarele: avansarea medie zilnică a abatajului 1,2 m la un strat cu grosime de 0,75—1 m și într-un abataj cu fronturi conjugate de cîte 36 m lungime. Producția medie zilnică a fost de peste 100 t.

Întregul personal din abataj este format din 16 muncitori.

* * * : **Electricitatea în gazeificarea subterană.** In The mining journal, 250 (1958), nr. 6387 (17 I), pag 71.

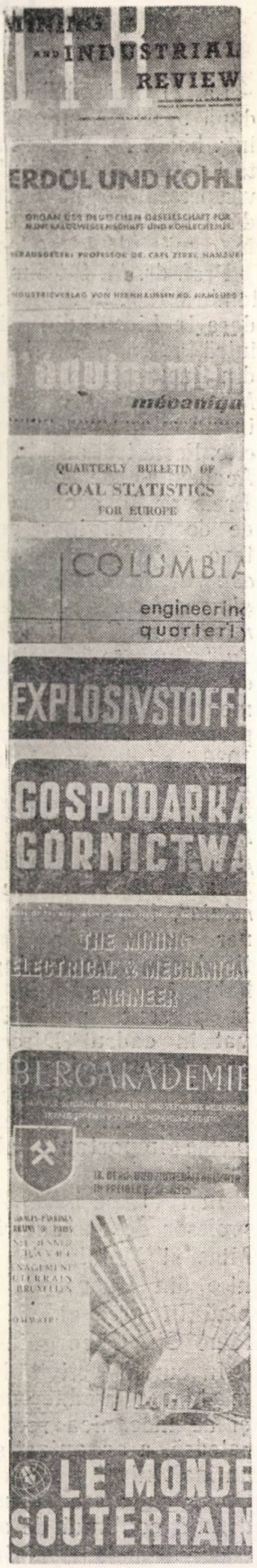
Un raport recent al lui Bureau of Mines aduce noi date asupra folosirii curentului de înaltă tensiune la gazeificarea subterană a cărbunilor. Metoda denumită științific ca: „electrocarbonizare" constă în introducerea unor electrozi în găurile din cărbuni și prin trecerea unui curent între ei, stratul de cărbune jucînd rolul unui conductor.

Căldura produsă de trecerea curentului prin cărbune, creează un traseu poros prin care se pot scurge gazele formate. Aerul sau un fluid similar este apoi pompat pe acest traseu printr-o gaură de sondă; aerul reacționează cu aerul cald producînd un gaz utilizabil care este colectat de la o altă gaură de sondă.

Aplicată în mina experimentală de la Gorgos, metoda pare a fi promițătoare.

* * * : **Explozia de la mina Sutton.** Colliery Guardian 196 (1952) nr. 5 054 (9 ianuarie) 59—63.

Într-un abataj conjugat cu o lungime de circa 300 m dintr-un strat de 1 m grosime s-a produs o explozie de praf de cărbune datorită scurtcircuitului produs de ruperea unui cablu de alimentare electrică, prin căderea unui bloc din acoperiș.



DOCUMENTARE

Prof. Dr. Ing. Habil. M. STAMATIU

La 21 noiembrie 1958 a încetat din viaţă după o scurtă suferinţă, la Bucureşti, prof. dr. ing. habil. M. Stamatiu, profesor de exploatări miniere la Institutul de Mine din Petroşani, vicepreşedinte al Comitetului Secţiei de Mine din cadrul Consiliului Central ASIT şi membru în comitetul de redacţie al Revistei Minelor.

Prof. dr. M. Stamatiu s-a născut la 27 octombrie 1904 la Piteşti. Terminînd studiile secundare la Liceul din Piteşti intră la Şcoala Politehnică din Bucureşti la Secţia de Mine, pe care o absolvă în 1928 după studii strălucite. Peste trei ani, în 1931, Academia de Mine din Freiberg îi acordă titlul de doctor inginer pentru teza intitulată *„Cercetări asupra impermeabilizării şi consolidării pe cale chimică a rocilor şi betonului"*, lucrare considerată de specialişti drept fundamentală în problema impermeabilizării rocilor. În 1936 i se decerne titlul de Dr. ing. habilitatus pentru lucrarea cu titlul *„Contribuţii la clarificarea unor probleme de exploatare a minelor de sare din Romînia"*, fiind primul inginer romîn ce a obţinut titlul de doctor-inginer habil. în Germania. Din anul 1928 şi pînă în prezent, prof. M. Stamatiu a activat în cadrul Direcţiei Miniere a Salinelor, apoi în cadrul Comitetului Geologic, contribuind la modernizarea exploatării sării în ţara noastră, cum şi la rezolvarea unei serii de probleme importante ale industriei miniere din ţara noastră.

În 1941, pe bază de concurs, ocupă postul de profesor de exploatări miniere la Facultatea de Mine şi Metalurgie din cadrul Şcolii Politehnice din Bucureşti, funcţie pe care a avut-o pînă în prezent şi în cadrul Institutului de Mine Gh. Gheorghiu-Dej din Petroşani.

În cursul activităţii didactice prof. M. Stamatiu a predat cursul de exploatări miniere şi de mecanica rocilor; în funcţia de şef de catedră, a organizat şi a asigurat pregătirea la un înalt nivel a multor serii de ingineri minieri. Dotat cu alese însuşiri didactice, dublate de dorinţa continuă de a aduce la cunoştiinţa elevilor ultimele realizări tehnice, prof. M. Stamatiu constituie un exemplu de conştiinciozitate profesională atît pentru colegii cît şi pentru elevii săi.

Paralel cu activitatea didactică şi cu cea în industrie, prof. M. Stamatiu a dus şi o neobosită activitate de cercetare ştiinţifică în domeniul problemelor de mecanica rocilor, domeniu în care era considerat drept o autoritate şi peste hotarele ţării. Ultima sa lucrare *Mecanica rocilor,* înaintată spre tipărire în 1958, venea să încununeze această activitate, în care soluţiile originale date de prof. M. Stamatiu fuseseră adoptate de alţi cercetători străini.

În anul 1937 profesorul M. Stamatiu a luat parte la Congresul Internaţional de Geologie de la Moscova. Prof. M. Stamatiu a avut o legătură ştiinţifică cu savantul sovietic Acad. L. D. Şeviakov şi cu o serie de savanţi ca K. Kegel — R.D.G., Ruppeneit — U.R.S.S., Dorstewitz — R.F.G., cu care, într-o corespondenţă bogată, dezbătea unele probleme teoretice ale mecanicei rocelor.

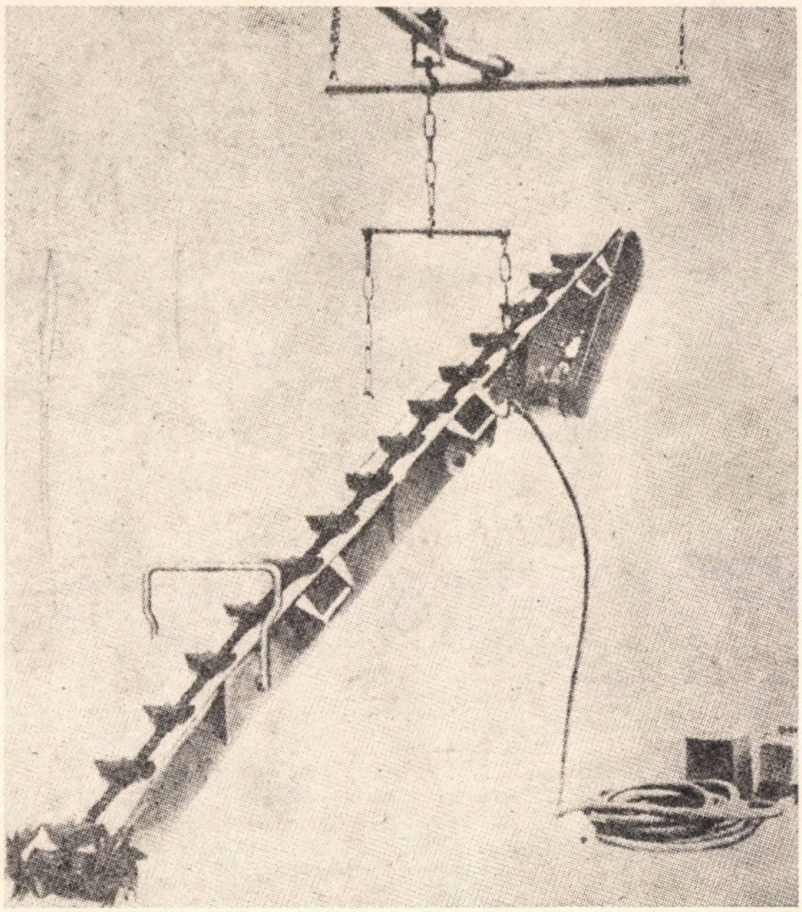
Autor a numeroase lucrări şi comunicări ştiinţifice, prof. M. Stamatiu, în afară de o rezolvare originală a unor probleme tehnice ca în cazul dimensionării pilierilor la exploatarea prin camere şi stîlpi a sării, a căutat ca prin lucrările sale să contribuie la o permanentă educare ştiinţifică a inginerilor de mine. Această autoritate s-a concretizat cel mai bine în munca de coordonare şi elaborare a Manualului Inginerului de Mine, lucrare pentru care a fost distins cu Premiul de Stat în anul 1952.

Prof. dr. M. Stamatiu a depus o neobosită activitate în cadrul ASIT-ului, organizaţie în care el vedea modul cel mai raţional de folosire a capacităţii tehnice a întregului corp de ingineri şi tehnicieni, în vederea dezvoltării industriei miniere în ţara noastră. Ca vicepreşedinte al comitetului Secţiei de Mine de pe lîngă Consiliul Central ASIT şi ca membru în comitetul de redacţie al „Revistei Minelor", prof. dr. M. Stamatiu a reuşit să atragă în această muncă, cadre de ingineri, educîndu-le în activitatea ştiinţifică. Pentru meritele deosebite în muncă, cu ocazia celui de-al doilea Congres ASIT (1957), profesorului M. Stamatiu i s-a conferit Ordinul Muncii cl. III-a.

Viaţa şi munca profesorului M. Stamatiu este o pildă de muncă neobosită şi plină de energie creatoare, o pildă pentru toţi, vrednică de urmat.

I. P. 2, c. 3466.

ÎNCĂRCĂTORUL PITIC „KÓTA“ DESCHIDE PERSPECTIVE NOI MECANIZĂRII OPERAȚIEI DE ÎNCĂRCARE A CĂRBUNILOR



Unul din avantajele încărcătorului pitic „Kóta“ este, între altele, faptul că încărcătorul nu este dependent de neregularitățile solului, deoarece poate acoperi, dintr-o poziție suspendată, o suprafață de 15 m².

O primă montare a mașinii necesită un timp de 15—20 de minute. Încărcătorul mecanizează încărcarea, operația cea mai dificilă în industria minieră.

Construcția mașinii este simplă, greutatea ei nu trece de 200 kg, ceea ce determină ușurința cu care poate fi transportată.

Încărcătorul pitic „Kóta“ s-a dovedit bun în extracția cărbunelui, economic în practică și este preferat de cercurile de specialiști.

Exportator: **NIKEX**

Intreprindere maghiară de comerț exterior pentru produse ale industriei grele. Budapesta, V. str. Dorottyia, 6. Scrisori: Budapesta 4. Căsuța poștală 103, Telegrame: NIKEXPORT, Budapesta. Telef.: 601.

„REVISTA MINELOR“, organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R. P. R. al Ministerului Industriei Grele — Departamentul Cărbune și Minereuri și al Ministerului Petrolului și Chimiei (Direcția Exploatărilor Miniere). Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon: 13.07.30 și 13.57.28. — Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A. S. I. T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A. S. I. T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinete tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A. S. I. T. 071012 B.R.P.R. — DOC — București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual. — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual. — Prețul unui exemplar: lei 5.

REVISTELE ASIT TEHNICE

Abonați-vă

la revistele tehnice elaborate de A.S.I.T. în colaborare cu departamentele industriale

1959

Automatica și Electronica
Celuloză și Hîrtie
Revista de Chimie
Electrotehnica
Energetica
Hidrotehnica
Industria Alimentară – Produse Animele
Industria Alimentară – Produse Vegetale
Industria Construcțiilor și a Materialelor de Construcție
Industria Lemnului
Industria Textilă
Industria Ușoară
Metalurgia și Construcția de Mașini
Revista Minelor
Revista Pădurilor
Petrol și Gaze
Revista Transporturilor
Telecomunicații

Un abonament anual pentru ingineri și tehnicieni lei 30, pentru biblioteci, instituții, combinate tehnice etc. lei 100, prin cont virament Nr. 071012 DOC B.R.P.R.

Abonamentele se primesc la sediul Consiliului Central ASIT din Valea Victoriei nr. 118.

E 1433

KAT

Revista MINELOR

DIN ACTIVITATEA TRUSTULUI DE PROSPECȚIUNI EXPLORĂRI ȘI DESCHIDERI DE MINE NOI — T.P.E.D.M.N.

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

12

1958

ASIT

Decembrie
1958
Anul IX
Nr. 12

Revista MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
AL MINISTERULUI INDUSTRIEI GRELE — DEPARTAMENTUL CĂRBUNE ȘI MINEREURI
ȘI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI PETROLULUI ȘI CHIMIEI
(DIRECȚIA EXPLOATĂRILOR MINIERE)

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 13.57.28 și 13.07.30

SUMAR

* * *: 30 Decembrie: Aniversarea împlinirii a 11 ani de la proclamarea Republicii Populare Romîne pag. 533.

MORARU ȘT.: Un plan măreț al dezvoltării economiei U.R.S.S. pag. 534.

DIN ACTIVITATEA TRUSTULUI DE PROSPECȚIUNI EXPLORĂRI ȘI DESCHIDERI DE MINE NOI T.P.E.D.M.N.

NĂDĂBAN D.: Din sarcinile și realizările trustului de prospecțiuni, explorări și deschideri de mine noi pag. 535—536.

SCRIPAȚ V.; SUPERCEANU C., BOTNARENCU A. și MAIERU O.: Aluviuni cu rutil provenit din cristalinul getic al Carpaților Meridionali pag. 536—542.

SOCOLESCU M., VLAICU C.Z. și SUPERCEANU C.: Asupra mineralizației de la Cobășel-Rodna Veche pag. 542—548.

MIHAILOVICI N. și IORDACHE S.: Măsurători electrice în sondele de explorare pentru minereuri pag. 548—549.

SOCOLESCU M.; IORDACHE S. și MIRICA GH.: Prospecțiuni radiometrice utilizate în interpretări geologice pag. 550—551.

SUPERCEANU C.: Skarne vezuvianice și granatice cu conținut de beriliu și bor în zăcămîntul de contact de la Ciclova — Banatul de sud-vest pag. 552—562.

PATRICIU V.: În legătură cu proiectarea unor lucrări de explorare și punere în valoare a zăcămintelor de fier din regiunea Poiana Ruscă pag. 563—569.

VLAICU VALENTINA: Prospecțiuni geochimice în vederea identificării de noi zăcăminte cuprifere în regiunea Bălan pag. 570—575.

BĂDESCU I: Considerațiuni generale asupra ivirilor de fosfați naturali de la Cuza Vodă — Medgidia pag. 575—577.

SAMOILA I. și POPA I.: Studiul calcografic al minereurilor complexe piritoase și cuprifere de la Leșul-Ursului (I) pag. 578—579.

INDEX ALFABETIC

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR

REVISTA MINELOR

ANUL IX — Nr. 12 — DECEMBRIE 1958

СОДЕРЖАНИЕ

Скрипэц В., Суперчану К., Ботнэренку А. Майеру О.: **Аллювии рутила, происходящие из гетской кристаллической формации Южных Карпат.** Описываются новые аллювионарные залежи рутила, происходящие из гетской кристаллической формации Южных Карпат. Проводится кристаллографическое, химическое и спектрографическое исследование кристаллов рутила, содержащих высокий процент TiO_2, причем спектрографически определено наличие V, Nb, Ta, Sn, Cr, Se, Y и др. Рутил ассоциирован с магнетитом, апатитом, гранитамй, ильменитом и др. (стр. 536—541)

Соколеску М., Влайку З., Суперчану К. **О минерализации у Кобэшел — Родна Веке.** Исследуется геология и минерализация пиритового и магнетитового месторождения у Кобэшел — Родна Веке. Минерализация представлена пиритом, магнетитом, цинковой обманкой, свинцовым блеском, калькопиритом, пиротином. Минерализация отличается мезотермальным пневматолитическим характером. (стр. 542—548)

Михайлович А., Иордаке С.: **Электрические измерения в разведочных скважинах на руду.** Благодаря использованию метода удельного сопротивления при электокароттаже стволов скважин пробуренных на залежи комплексных сульфидов, удалось получить весьма важные результаты. (стр. 548—549)

Соколеску М., Иордаке С., Мирика Г.: **Радиометрическая разведка, использованная при геологической интерпретации.** Природная радиоактивность пород является специфической для различных категорий месторождений. Эта характеристка дает возможность определить ряд категорий пород по шкале их радиоактивности. (стр. 550—551)

Суперчану К.: **Везувианские и гранатовые скарны с содержанием бериллия и бора в контактном месторождении у Чиклова.** Описываются везувианские скарны с содержанием бериллия и бора, расположенные к западу от Чиклова. Дается минералогический, кристаллографический, химический и спектрографический анализ везувиана. (стр. 552—562)

Патричиу В.: **Предложения в связи с проектированием разведочных работ и освоения железных месторождений в районе Пояна-Руска.** Автор предлагает разработку проекта проведения подземного тоннеля 7 км длины в целях разведки и разработки залежей железной руды в районе Телюк-Гелар (Пояна Руска). (стр. 563—569)

Валентина Влайку: **Геохимическая разведка в целях выявления новых медоносных месторождений в районе Бэлан-Восточные Карпаты.** Описываются результаты геохимической разведки на медь, проведенной в районе Бэлан — Восточные Карпаты. Приводятся основные медоносные аномалии, на основе которых в районе открыты два новых месторождения меди. (стр. 570—575)

Бэдеску И.: **Общие соображения в связи с обнажениями природных фосфатов у Куза-Вода-Меджидия.** В статье приводятся данные поисковых работ, связанных с обнажениями природных фосфатов у Куза-Вода в стратиграфическом горизонте мела. (стр. 575—577)

Самоила И., Попа И.: **Калькографнческое изучение комплексных пиритных и медоносных руд из Лешул Урсулуй.** (стр. 578—579)

CONTENTS

Scripăţ V., Superceanu C., Botnărencu A. and Maieru O.: **Rutile metalliferous alluvia coming from getic crystalline formation of the Southhern Carpathians.** It describes the new rutile alluvia deposits from the getic crystallin formation of Southern Carpathians. Rutile crystalline containing high percentage of TiO_2 is examined from crystallographic, chemical, and spectrographic viewpoint. By the spectrographic method were identified: V, Nb, Ta, Sn, Cr, Sc, Y and so on. Rutile is associated with magnetite, apatite, ilmenite, garnets and so on **(p. 536—542).**

Socolescu M., Vlaicu Z., Superceanu C.: **Concerning the mineralization from Cobăşel — Rodna Veche region.** They make a survey on the geology and the mineralization of pyrite and magnetite ores from Cobăşel — Rodna Veche region. The mineralization consists of pyrite, magnetite, blende, galena, chalcopyrite, pyrrholite. The mineralization is contact-pneumatic-mesothermal **(p. 542—548).**

Mihailovici A. and Iordache S.: **Electric measurements in ore exploration wells.** Important results were obtained by using the resistivity method of electrical logging of the wells for complex sulphides deposits **(p. 548—549).**

Socolescu M., Iordache S., Mirică Gh.: **Radiometric prospecting used in geological interpretations.** There are presented some practical examples of radiometric measurements undertaken in underground drifts, as well as their geological interpretation **(p. 550—551).**

Superceanu C.: **Vezuvian and garnet skarn containing beryllium and boron in the contact deposits from Ciclova region.** It presents the Vezuvian skarn containing beryllium and boron located to the west of Ciclova. It gives the mineralogical, crystallographic, chemical and spectrographic analysis **(p. 552—562).**

Patriciu V.: **Proposals for a new subterranean exploration method in the Teliuc-Ghelar region.** The author proposes a project of an underground tunnel, 7 km in length, qualified for exploring and mining the iron deposits of the region Teliuc-Ghelar (Poiana Ruscă) **(p. 563—569).**

Vlaicu Valentina: **Geochemical prospecting for new copper deposits from Bălan-region.** It gives the results of the geochemical prospecting for copper in the region of Bălan — Eastern Carpathians. It describes the principal anomalies of copper that led to the discovery of two new copper deposits in this region. It closes describing the geology and the metallogenesis of the mine-realized zone **(p. 570—575).**

Bădescu I.: **Concerning the appearance of natural phosphates in Cuza-Vodă Medjidia region.** It gives full data of prospecting on natural phosphates from Cuza-Vodă in the stratigraphic horizon belonging to Cretaceous system **(p. 575—577).**

Samoilă I. and Popa I.: **Chalcographic survey on complex pyrite and copper ores from Leşul Ursului-region (I) (p. 578—579).**

INHALTSVERZEICHNIS

Scripăţ V., Superceanu C., Botnarencu A. und Maieru O.: **Die aus dem getischen Kristallingebirge der Südkarpathen herrührenden rutilhaltigen Seifen.** Man beschreibt die neuen aus dem getischen Kristallingebirge der Südkarpathen herrührenden rutilführenden alluvionären Lagerstätten. Die an TiO_2 reichen Rutilkristalle wurden kristallographisch, chemisch und spektrographisch untersucht. Mit Hilfe der Spektrographie sind auch V, Nb, Ta, Sn, Cr, Sc, Y, u.a. nachgewiesen worden. An Rutil sind Magnetit, Apatit, Ilmenit, Granate und andere Mineralien gebunden **(S. 536—542).**

Socolescu M., Vlaicu Z. und Superceanu C.: **Über die Vererzung von Cobăşel-Rodna Veche.** Man untersucht die Geologie und die Vererzung der Pyrit- und Magnetitlagerstätte von Cobăşel-Rodna Veche. Die Vererzung ist mesothermal- kontaktpneumatolytisch und besteht aus Schwefelkies, Magnetit, Zinkblende, Bleiglanz, Kupferkies und Magnetkies **(S. 542—548).**

Mihailovici N. und Iordache S.: **Elektrische Messungen in Schürfbohrlöchern zum Aufsuchen der Erzlagerstätten.** Mit der Methode der Messung spezifischen Widerstandes bei der elektrischen Bohrkernbestimmung für Kupfer-Blei-Zinkerze, konnte man bedeutende Ergebnisse erlangen **(S. 548—549).**

Socolescu M., Iordache S. und Mirică Gh.: **Die Benutzung radiometrischer Forschungen bei der geologischen Auswertung.** In dem Aufsatz sind einige praktische Ergebnisse von in Grubenstrekken durchgeführten radiometrischen Messungen sowie ihre geologischen Auswertungen wiedergegeben **(S. 550—551).**

Superceanu C.: **Vesuvianische und granatische beryllium- und borhaltige Skarne in der Kontaktlagerstätte von Ciclova.** In dem Aufsatz sind die berryllium- und borhaltigen westlich von Ciclova befindlichen Skarne beschrieben und die mineralogische, kristallographische, chemische und spektrographische Zusammensetzung dargestellt **(S. 552—562).**

Patriciu V.: **Vorschläge für eine neue unterirdische Aufsuchungsmethode der Gegend von Teliuc-Ghelar.** Es wird ein Projekt vorgeschlagen, wonach ein bergmännisch betriebener 7 Km langer Tunnel, der die Eisenerzvorkommen zwischen Teliuc-Ghelar (Poiana Ruscă) erforschen wird und gleichzeitig die Erschliessung sämtlicher in der Gegend befindlichen Lagerstätten ermöglicht **(S. 563—569).**

Vlaicu Valentina: **Geochemische Forschungen zum Aufschliessen neuer Kupfererzlagerstätten in der Gegend von Bălan.** In dem Aufsatz sind die **Ergebnisse der geochemischen für das Aufsuchen des Kupfers in der Gegend von Bălan durchgeführten** Forschungen wiedergegeben und die Hauptanomalien dargestellt, die zur Entdeckung zweier, neuen Kupfererzvorkommen zugeführt haben. Zum Schluss beschreibt man die Geologie und die Metallogenesis der vererzten Zone **(S. 570—575).**

Bădescu I. **Allgemeine Betrachtungen über das Hervortreten von Naturphosphaten in der Gegend von Cuza Vodă-Medgidia.** In diesem Aufsatz sind die Ergebnisse der für die Aufsuchung der Naturphosphaten von Cuza Vodă in der Kreide durchgeführten Schürfarbeiten wiedergegeben **(S. 575—577).**

Samoilă I. und Popa I.: **Chalkographisches Studium über die pyrit- und kupferführende Blei-Zinkerzen von Leşul Ursului (I) (S. 578—579).**

SOMMAIRE

Scripăţ V., Superceanu C., Botnarencu A. et Maieru O.: **Alluvions métallifères à rutile provenant du cristallin gétique des Carpathes Méridionales.** On décrit les nouveaux gisements alluvionnaires à rutile provenant du cristallin gétique des Carpathes Méridionales, en faisant une étude cristallographique, chimique et spectrographique des cristaux de rutile riches en TiO_2. On a pu aussi identifier par la méthode spectrographique: V, Nb, Ta, Sn, Cr, Sc, Y, etc. Le rutile est associé à la magnétite, à l'apatite, aux grenats, à l'ilménite, etc. **(p. 536—542).**

Socolescu M., Vlaicu Z. et Superceanu C.: **Sur la minéralisation de Cobăşel-Rodna Veche.** On fait une analyse sur la géologie et la minéralisation du gisement de pyrite et de magnétite de Cobăşel-Rodna Veche. La minéralisation est formée par la pyrite, la magnétite, la blende, la galène, la chalcopyrite, la pyrorthite, d'origine contact-pneumatolytique mésothermale **(p. 542—548).**

Mihailovici N. et Iordache S.: **Des mesurages électriques dans les sondes d'exploration pour minerais.** En utilisant la méthode des résistivités dans le carottage électrique des sondes pour les gisements de sulfures complexes, on a pu obtenir des résultats importants **(p. 548—549).**

Socolescu M., Iordache S. et Mirică Gh.: **Prospections radiométriques utilisées dans les interprétations géologiques.** Dans l'article on présente aussi quelques exemples pratiques de mesurages radiométriques effectués dans les galéries souterraines ainsi que leur interprétation géologique **(p. 550—551).**

Superceanu C.: **Les skarns vésuviens et grenatiques contenant du béryllium et du bore dans le gisement de contact de Ciclova.** Dans l'article on décrit les skarns vésuviens contenant du béryllium et du bore situés à l'ouest de Ciclova. On donne l'analyse minéralogique, cristallographique, chimique et spectrographique **(p. 552—562).**

Patriciu V.: **Propositions pour une nouvelle méthode d'exploration souterraine de la région de Teliuc-Ghelar.** L'auteur propose l'élaboration d'un projet pour un tunnel souterrain long de 7 km qui doit explorer et exploiter les gisements ferreux de la région de Teliuc-Ghelar (Poiana Ruscă) **(p. 563—569).**

Vlaicu Valentina: **Prospections géochimiques pour l'identification de nouveaux gisements de cuivre dans la région de Bălan.** Dans l'article on expose les résultats des prospections géochimiques pour le cuivre, effectuées dans la région de Bălan (Carpathes Orientales). On décrit les principales anomalies qui ont conduit à la découverte de deux nouveaux gisements de cuivre dans la région. En conclusion on décrit la géologie et la métallogénèse de la zone minéralisée **(p. 570—575).**

Bădescu I.: **Considérations générales sur les apparitions de phosphates naturels de Cuza Vodă-Medgidia.** Dans l'article sont exposées les données obtenues à la suite des travaux de prospection sur les apparitions de phosphates naturels de Cuza Vodă, dans l'horizon stratigraphique appartenant au crétacé **(p. 575—577).**

Samoilă I. et Popa I.: **L'étude chalcographique des minerais complexes de pyrite et de cuivre de Leşul Ursului (I) (p. 578—579).**

30 Decembrie : Aniversarea împlinirii a 11 ani de la proclamarea Republicii Populare Romîne

Poporul romîn sărbătoreşte anul aceasta cea de-a 11-a aniversare a zilei de „30 Decembrie" — dată la care au fost înlăturaţi din guvern ultimii reprezentanţi ai burgheziei, a fost desfiinţată monarhia şi proclamată Republica Populară Romînă. Aceasta a marcat cucerirea întregii puteri politice de către clasa muncitoare aliată cu ţărănimea muncitoare şi trecerea la înfăptuirea sarcinilor celei de-a doua etape a revoluţiei populare, sarcinile revoluţiei socialiste. In această etapă statul democrat popular — stat de tip socialist — al cărui principiu suprem este alianţa dintre clasa muncitoare şi ţărănimea muncitoare, a desfiinţat ca clasă burghezia industrială şi financiară, a înfăptuit naţionalizarea principalelor mijloace de producţie din economia naţională şi a început construirea bazei economice a socialismului în ţara noastră.

In decursul celor 11 ani de existenţă a Republicii Populare Romîne — forţa organizatoare şi însufleţitoare care a adus poporului nostru succese hotărîtoare în domeniile construcţiei economice, culturale şi de stat, a fost politica înţeleaptă şi fermă a partidului nostru, călăuzită permanent de experienţa vastă a Partidului Comunist al Uniuniii Sovietice şi a celorlalte partide comuniste, fraţeşti.

Avînd la baza politicii sale economice învăţătura marxist-leninistă cu privire la industrializarea socialistă şi la transformarea socialistă a agriculturii, partidul a reuşit ca prin mobilizarea uriaşei forţe creatoare a maselor să pună capăt dureroasei şi grelei moşteniri lăsate de regimul burghezo-moşieresc, transformînd Romînia dintr-o ţară aşa-zis „eminamente agricolă" într-o ţară înfloritoare, cu o industrie puternică şi o agricultură în plină dezvoltare.

Drept urmare, ţara noastră deţine astăzi o poziţie importantă atît în cadrul lagărului socialist cît şi în cadrul economiei mondiale.

In perioada anilor 1947—1958, clasa muncitoare, spre deosebire de burghezie, a reuşit să asigure un ritm rapid de dezvoltare a industriei naţionale, să creeze noi ramuri industriale, în deosebi în industria grea. Astfel, în acest an producţia globală industrială a crescut cu circa patru ori faţă de 1938, producţia ramurii constructoare de maşini de aproape şapte ori, producţia de energie electrică de 7,4 ori. De asemenea, constituie o mîndrie patriotică pentru fiecare om al muncii faptul că astăzi industria noastră socialistă produce în ţară cea mai mare parte a maşinilor şi utilajelor necesare economiei naţionale, cum şi numeroase tipuri de maşini şi agregate complexe, care sînt exportate şi se bucură de preţuire în Republica Populară Albania, Austria, R. P. Chineză, Republicile Arabe Unite, India, Turcia, U.R.S.S. etc.

Pentru ritmul dezvoltării industriei noastre socialiste este semnificativ şi faptul că planul valoric pe întreg sectorul siderurgic, cocs şi materiale refractare, pe anul 1957 şi semestrul I al anului 1958 — deci pe 18 luni — a fost depăşit cu circa 7%. Producţia totală de oţel a atins în 1957 un nivel de 155% faţă de anul 1950 şi va fi anul acesta de 172% faţă de 1950. Intreaga producţie de fontă a anului 1948 s-a realizat anul trecut într-un singur trimestru şi în mai puţin de cinci luni la oţel. Pe baza creşterii industriei grele s-au dezvoltat toate ramurile economiei naţionale, producţia bunurilor de larg consum şi agricultura, fapt ce se răsfrînge în creşterea continuă a nivelului de trai al poporului.

Îmbunătăţirea condiţiilor de muncă şi de trai ale oamenilor muncii se află pe primul plan al preocupărilor partidului şi guvernului. An de an prin comerţul socialist cantităţi mari de bunuri de consum se distribuie populaţiei, se construiesc anual zeci de mii de locuinţe din fondurile şi cu sprijinul statului, iar prin aplicarea sistemului îmbunătăţit de salarizare au crescut considerabil veniturile şi salariul real al muncitorilor. Un indiciu grăitor în acest sens este faptul că, dacă ne referim numai al mărfurile industriale, puse la dispoziţia ţărănimii muncitoare prin unităţile comerţului cooperatist, observăm că: de la 7,2 miliarde lei valoarea mărfurilor desfăcute în anul 1948, valoarea acestora a crescut în anul 1958 la 10,8 miliarde lei. De asemenea, în anii primului cincinal, la sate s-au ridicat un număr de case care ar putea alcătui aproape 400 sate noi, socotind o medie de 500 case, pentru fiecare sat, iar în oraşe şi centre muncitoreşti, în perioada 1950—1957 s-au construit din fondurile statului peste 2 500 000 m^2 de suprafaţă locativă.

Un factor hotărîtor al înaintării ţării noastre pe calea socialismului îl constituie colaborarea strînsă între toate ţările lagărului socialist; pe plan extern ţara noastră desfăşoară azi o intensă activitate diplomatică în vederea sprijinirii tuturor acţiunilor menite să contribuie la lupta pentru pace a popoarelor, cum şi prin participarea la tot mai multe conferinţe şi manifestări internaţionale.

Sărbătorind cea de-a 11-a aniversare a proclamării Republicii Populare Romîne, în condiţiile unor importante succese pe drumul construirii socialismului, poporul romîn îşi manifestă încrederea în viitorul luminos al patriei noastre.

Un plan măreț al dezvoltării economiei U.R.S.S.

Ing. Ștefan Moraru
Direcția Planificării și Organizării muncii din Ministerul Industriei Grele

Recent au fost date publicității tezele raportului care va fi prezentat de N. S. Hruşciov, prim secretar al C.C. al P.C.U.S., la Congresul al XXI-lea al P.C.U.S. cu privire la cifrele de control ale dezvoltării economiei naționale a U.R.S.S. pe anii 1959—1965. Planul pe această perioadă este o parte componentă a planului de perspectivă pe următorii 15 ani, care este programul economic de construire a comunismului în U.R.S.S. In următorii 15 ani U.R.S.S. va ocupa primul loc în lume nu numai în privința volumului global al producției, ci și în privința producției pe cap de locuitor.

Prin grandiosul program de dezvoltare a economiei sovietice pe care popoarele sovietice îl transpun în prezent în viață, prin tezele ce vor fi dezbătute la Congresul al XXI-lea al P.C.U.S. comunismul nu mai apare ca un viitor îndepărtat, trăsăturile sale se conturează distinct în activitatea creatoare a muncitorilor, țăranilor și intelectualității. Oamenii sovietici își dau seama că munca lor, eforturile lor îi apropie tot mai mult de cea mai înaltă treaptă a civilizației umane — comunsimul.

Dacă ținem seamă că din cei 41 de ani de existență a puterii sovietice, poporul sovietic s-a ocupat de munca pașnică numai ceva mai mult de două decenii, restul fiindu-i răpite de războaie și perioade de refacere și totodată de faptul că Uniunea Sovietică a depășit pînă în 1958 țări ca Anglia, Germania Occidentală, Franța, în ceea ce privește nivelul absolut al producției de fontă, oțel, cărbune, energie electrică, ciment, lemn pentru industrie, țesături de bumbac etc., reducînd considerabil distanța care separă U.R.S.S. de S.U.A. în ce privește producția de metale feroase, extracția de minereu de fier și cărbune, producția unei serii de mașini, aparate, reiese clar importanța viitoarei perioade de 15 ani în construirea comunismului în Uniunea Sovietică.

Cifrele de control pe anii 1959—1965 prevăd: un viitor înalt și proporțiile necesare în dezvoltarea economiei naționale; sporirea considerabilă a producției de metale feroase și neferoase; dezvoltarea accelerată a industriei chimice; schimbarea structurii balanței combustibilului prin dezvoltarea cu precădere a extracției și producției de petrol și gaze; dezvoltarea rapidă a construcției de locuințe etc.

In următoarea perioadă de șapte ani se va acorda o atenție deosebită valorificării continue a bogățiilor naturale din regiunile răsăritene ale U.R.S.S. In acest scop se prevede construirea unei a treia baze metalurgice puternice în Siberia și Kazahstan; dezvoltarea considerabilă a metalurgiei neferoase în regiunile Kazahstanului, Asiei Centrale, Uralului, Transbaicalului; dezvoltarea energeticii în Siberia pe baza cărbunelui ieftin; un ritm înalt al dezvoltării industriei petrolului și gazelor în regiunile dintre Volga și Ural, a industriei gazelor în Uzbekistan; dezvoltarea accelerată a industriei chimice în regiunile răsăritene ale U.R.S.S.

Următoarea perioadă de șapte ani va fi marcată de progresul tehnic în toate ramurile economiei naționale și, în special, de lărgirea continuă a sferei de folosire a energiei atomice în scopuri pașnice.

Producția globală a industriei va crește în 1965 aproximativ cu 80% față de 1958, din care producția mijloacelor de producție va crește cu 85—88% și producția bunurilor de consum cu 62—65%.

Proiectul cifrelor de control prevede dezvoltarea accelerată a siderurgiei și îndeosebi a bazei de minereu de fier.

Se prevede ca în 1965 să se producă 65—70 milioane tone de fontă, adică cu 65—75 la sută mai mult decît în 1958; oțel 86—91 milioane tone, adică cu 56—65% mai mult; laminate 65—70 milioane tone, adică cu 52—64% mai mult. Pentru a asigura minereul de fier necesar dezvoltării siderurgiei se prevede valorificarea unor noi zăcăminte de minereu de fier, mai ales cu exploatare la zi, și construirea unor puternice combinate de înnobilare a minereurilor. Se prevede extracția a 150—160 milioane tone minereu de fier (230—245 milioane tone minereu brut).

In domeniul dezvoltării metalurgiei neferoase se prevede sporirea față de 1958 a producției de aluminiu aproximativ de 2,8 ori, a producției de cupru rafinat — de 1,9 ori. Se sporește considerabil producția de nichel, magneziu, titan, cum și a altor metale neferoase și a celor rare și disperse, ca germaniu ș. a.

Se prevede ca extracția de petrol să ajungă în anul 1965 la 230—240 milioane tone, adică să fie sporită de peste două ori față de 1958.

Următoarea perioadă de șapte ani va fi o etapă hotărîtoare în înfăptuirea ideii lui Lenin cu privire la electrificarea completă a Uniunii Sovietice.

In anul 1965 producția de energie electrică va crește la 500—520 miliarde kWh, adică de 2—2,2 ori față de 1958. Puterea instalată a centralelor electrice va crește de peste două ori.

In cursul perioadei de șapte ani vor fi înfăptuite măsuri importante pentru folosirea energiei atomice în scopuri pașnice, vor intra în funcțiune o serie de centrale atomoelectrice cu diferite tipuri de reactori.

Cifrele de mai sus arată înaltul grad de dezvoltare ce-l va atinge Uniunea Sovietică în anul 1965, prin realizarea planului de șapte ani. Aceste succese au devenit posibile datorită aplicării cu consecvență de către P.C.U.S. a învățăturii leniniste privind industrializarea socialistă — dezvoltarea cu precădere a industriei grele.

Succesele dobîndite de Uniunea Sovietică pînă în prezent și perspectivele luminoase prevăzute pentru viitorii 15 ani, sînt o chezășie a propășirii statelor cu sistem economic socialist și deci și a țării noastre.

Datorită relațiilor de colaborare ce există între țările socialiste este de la sine înțeles că o creștere considerabilă a forței economice a U.R.S.S., așa cum prevede planul de șapte ani, va avea ca urmare o întărire a întregului lagăr socialist.

Prietenia frățească și ajutorul reciproc dintre popoarele țărilor socialiste favorizează progresul rapid al tuturor țărilor lagărului socialist, ușurează și accelerează în mare măsură înaintarea omenirii pe calea progresului, pe calea păcii și socialismului. Acest fapt reiese clar și din datele preliminare care arată că țările socialiste vor spori în anul 1958 volumul producției industriale de 4,9 ori față de nivelul producției pe teritoriul lor în 1937 (volumul producției industriale a țărilor capitaliste a crescut în această perioadă de mai puțin de două ori, iar în S.U.A. și într-o serie de alte țări capitaliste are loc în ultimul timp o scădere a producției).

Toate acestea, întăresc convingerea oamenilor muncii din țara noastră că victoria deplină a socialismului, asigurarea satisfacerii nevoilor crescînde materiale și culturale a celor ce muncesc este cu putință numai prin concentrarea eforturilor către sporirea continuă a forțelor de producție, ridicarea productivității muncii, industrializarea socialistă.

Din sarcinile și realizările trustului de prospecțiuni, explorări și deschideri de mine noi

D. Nădăban
Director al T.P.E.D.M.N.

Dezvoltarea industriei grele, ca factor principal în construirea socialismului, depinde în mare măsură de gradul în care industria extractivă este asigurată cu rezerve de substanțe minerale utile și o alimentează în mod corespunzător. Instituției noastre îi revine sarcina de onoare, dar și de mare răspundere, de a descoperi noi zăcăminte și de a determina rezerve noi de substanțe minerale utile a căror deschidere să asigure în permanență un echilibru sănătos între cantitățile extrase și cele explorate. Indeplinirea acestei sarcini, pe cît de complexă, pe atît de concretă, impunea o profilare corespunzătoare, adoptarea unei metodologii experimentale și o organizare potrivită pentru a face față cerințelor urgente cu un personal, în cea mai mare parte în stadiu de formare.

Constituit din contopirea Intreprinderii I.E.E.G. cu Direcția Generală de explorări din Ministerul Metalurgiei și Construcției de Mașini, Trustul de Prospecțiuni, Explorări și Deschideri de Mine Noi a căutat să se dezvolte pentru a face față necesităților exploatărilor din minister, trecînd la un profil corespunzător cu cca. 40 șantiere distribuite la 6 întreprinderi. Metodologia adoptată reprezintă o adaptare la condițiile noastre a metodologiei sovietice învățată de tinerele cadre romîne de la consilierii sovietici veniți în țara noastră, iar organizarea, profitînd de experiența cîștigată cu ocazia primelor faze, a mers pe principiul unei conduceri unitare centrale a activității geologice de teren și o descentralizare a mijloacelor tehnice de executare a lucrărilor. Profilul T.P.E.D.M.N. a fost completat cu un sector de topografie în măsură să întocmească hărțile și planurile corespunzînd tuturor cerințelor, o secție de geofizică pentru prospecțiuni combinate cu cele geologice și un grup pentru executat măsurători geofizice în foraje, laboratoare de studii mineralogice și spectrografice, studii paleontologice, studii petrografice și studii geochimice, iar în ultimul timp o stație pilot pentru probarea tehnologică a aluviunilor. In ceea ce privește metodologia, se insistă asupra laturii practice a lucrărilor geologice urmărindu-se probleme legate strîns de zăcăminte, prin prospecțiuni la scară mare însoțite de lucrări masive de suprafață sau chiar însoțite de foraje de referință prin explorări sistematice extinse pe mai multe faze și în fine prin deschideri în vederea promovării rezervelor și aplicării proiectelor de sistematizare. Ca organizare, geologii sînt distribuiți pe echipe, în măsura posibilităților stabilite pe același obiectiv, însă fiecare geolog avînd totdeauna o sarcină concretă de care răspunde. S-a constatat că eficacitatea lucrărilor este mult sporită atunci cînd geologul păstrează răspunderea orientării și conducerii lor de la semnalarea primelor iviri de substanțe minerale și pînă la predarea lor pentru exploatare. Sub îndrumarea celor cu mai multă experiență, tinerele cadre devin legate de cîte un obiectiv căruia i se dedică și pentru care își apropie cu rîvnă concepțiile de lucru dezvoltate la T.P.E.D.M.N. Chiar din primele campanii de teren, ei dau rezultate frumoase și tot astfel se explică faptul că rezultatele au pecetea maturității deși media vîrstei lor este sub 30 ani.

Nu este posibil ca în cadrul unui articol introductiv să enumerăm, chiar pe scurt, rezultatele obținute de T.P.E.D.M.N. în cei 4 ani de existență. Vom spicui numai unele, fără a căuta să fie cele mai reprezentative.

Prospecțiunile și explorările geologice au schimbat părerea asupra multor zăcăminte neglijate în trecut, astfel că în prezent reprezintă surse mai mult sau mai puțin importante de substanțe minerale. Intre ele amintim:

In regiunea Baia Mare: Ilba
Băița — Nepomuc — Florian
In Maramureș: Toroioaga — Burloaia
Rodna Veche — Cobășel
In Ardeal: Bălan — Fagul Cetății
Muncelul Mic
In Banat: Dognecea
Ocna de Fier

La multe zăcăminte în exploatare lucrările geologice efectuate au conturat rezervele adesea sporindu-le în mod simțitor.

Astfel amintim;

Teliucul; Ghelarul, Vadul Dobrei; Deva; Capnic; Fundul Moldovei; Armeniș; Aghireș; Medgidia — Mircea Vodă; Doman; Tebea.

Prin continuarea lucrărilor geologice în mod metodic, s-au putut da la iveală zăcăminte noi la:

Leșul Ursului; Cornițel — Borod; Tibleș — Măgura Neagră etc.

Numeroase zăcăminte aluvionare au fost identificate în jurul unor masive din Făgăraș, Banat, Ditrău, Sebeș etc. Ele au conținut interesant de ilmenit, titanomagnetit vanadifer, rutil, zircon, monazite etc.

Intre metalele rare identificate în pegmatite sau alte roce amintim:

Scheelitul la Baia Sprie, Băița, Tincova, Rusca Mt. și Oravița — Ciclova, *beriliu, tantal, niobiu, staniu* la Voislova, Teregova și Voineasa, *cobalt* la Eibenthal și Oravița.

Cu ocazia studiului argilelor caolinoase de la Medgidia, a fost semnalată o ivire interesantă de fosforite iar în Voineasa și Sebeș s-au conturat îmbogățiri importante de disten.

Numărul total al obiectivelor cercetate de T.P.E.D.M.N. a trecut de 250. Din acestea cîteva zeci de obiective au fost date în exploatare.

Rezervele de substanțe minerale utile puse în evidență de T.P.E.D.M.N. sînt mari și pentru anumite sorturi au multiplicat de mai multe ori rezervele cunoscute anterior.

Aceste rezerve, pe lîngă faptul că au asigurat producția, dau posibilitatea deschiderii de noi unități de exploatare și în prezent sînt în măsură să permită proiectarea de noi ramuri industriale cu caracter regional.

Un rezultat pozitiv al lucrărilor geologice îl constituie introducerea în industria extractivă de la noi din țară a

metodologiei privind o documentare cît mai completă a tuturor lucrărilor şi o consemnare strictă în rapoarte, astfel că pentru viitor rămîn suficiente date necesare pentru a evita suprapunerea de lucrări, reluări sau chiar executarea de noi lucrări de cercetare pe puncte unde lucrări mai vechi dar necunoscute s-au soldat cu rezultate negative. De asemenea amintim introducerea în industria extractivă a sistemului de întocmit proiecte bine documentate şi bine studiate pentru toate lucrările geologice şi în acelaşi timp continua adaptare a proiectelor după datele obţinute în cursul lucrărilor.

Aceste rezultate reprezintă economii importante în măsură să permită o utilizare mai bună a fondurilor pentru lucrări, iar pentru viitor pune industriei miniere un material bogat care va dirija viitoarele lucrări mai uşor şi cu mai multă siguranţă către succese.

Organele trustului nostru urmăresc cu atenţie introducerea de noi metode de lucru în vederea obţinerii de rezultate cît mai bune în toate domeniile lui de activitate.

Astfel a introdus metode geofizice pentru completarea datelor de prospecţiune. Echipele de geofizică colaborează încontinuu cu echipele geologice comparînd şi verificînd imediat orice indicaţie privind substanţele minerale utile din subsol.

In acelaşi fel s-au adoptat şi prospecţiuni geochimice care să completeze încontinuu prospecţia geologică şi în acelaşi timp rezultatele analizelor să fie verificate după un plan elaborat în comun.

Echipele geologice au la dispoziţie, pentru anumite cazuri prielnice, posibilitatea de a utiliza studiul nisipurilor aluvionare, studii micropaleontologice sau studii mineralogice de detaliu pentru care laboratorul le stă la dispoziţie.

Pentru o mai bună utilizare a găurilor de sondă executate, au fost introduse măsurători sistematice de devieri pentru care în cadrul T.P.E.D.M.N. s-au construit aparate perfecţionate pentru determinarea devierii dirijate, iar în ceea ce priveşte formaţiunile traversate s-au introdus metode de carotaj geofizic.

Amintim că în prezent carotajul radioactiv şi electric se utilizează în mod curent în toate forajele pentru cărbuni dînd rezultate bune în ceea ce priveşte interpretarea lacunelor de carotaj mecanic, iar pentru minereuri s-a construit şi se utilizează o staţie proprie de carotaj.

Rezultate interesante s-au obţinut în ceea ce priveşte forajul şi mineritul privind adoptarea sau introducerea de metode noi de lucru.

O preocupare de frunte a Trustului a fost şi formarea de noi cadre pentru executarea în bune condiţiuni a lucrărilor geologice şi de construcţii miniere. In această direcţie amintim că din cadrul Trustului au fost cedate numeroase cadre la D.M.R. şi alte instituţii, cadre care şi acolo dau dovadă de o bună pregătire şi experienţă bogată.

Fără a executa studii şi cercetări care de altfel nu sînt prevăzute în profilul său, T.P.E.D.M.N. a urmărit cu atenţie o continuă perfecţionare a modului de lucru şi în acelaşi timp s-a pus la punct pentru a face faţă cît mai bine sarcinii ce-i revine în viitor în industrializarea socialistă a ţării.

Aluviuni cu rutil provenite din cristalinul getic al Carpaţilor Meridionali

Ing. V. Scripăţ, ing. C. Superceanu, ing. A. Botnarencu şi O. Maieru

Cercetările asupra aluviunilor metalifere din R.P.R., începute încă din anul 1950 [4], au fost continuate şi în anul 1958, cînd s-au identificat noi depozite aluvionare cu rutil, în special în Banat şi Transilvania.

Spre deosebire de aluviunile titano-zirconifere din sudul Făgăraşului [4] şi din zona Ditrău [4], unde mineralele utile (ilmenit, titanit, zircon etc.) au, în general, dimensiuni milimetrice sau submilimetrice, noile aluviuni cu rutil prezintă cristale mari (rulate) cu dimensiuni cuprinse între 0,5 şi 10 cm. (fig. 1; 2; 3; 4; 5).

In funcţie de caracteristicile geomorfologice şi petrografice ale cristalinului din Carpaţii Meridionali, noile aluviuni identificate se pot diviza în mod natural în trei grupe, şi anume:

1. Aluviunile cu rutil din Banat.
2. Iviri de rutil în aluviunile din Masivul Sebeşului şi Lotrului.
3. Iviri de rutil în aluviunile din nordul Masivului Făgăraşului.

I. ALUVIUNILE CU RUTIL DIN BANAT

Aluviunile cu rutil din Banat s-au identificat în toate zonele mesometamorfice ale Cristalinului Getic, unde micaşisturile cu granaţi (disten şi rutil), cum şi amfibolitele sînt traversate de cursuri de apă mai puternice. Cele mai importante aluviuni cu rutil au fost identificate în bordura getică a Masivului Muntelui Mic, în partea sudică a complexului Poiana Ruscă şi pe toate versantele masivului cristalin al Semenicului.

a) Bordura getică a Masivului Muntelui Mic

Bordura getică a Masivului Muntelui Mic reprezintă zona deluroasă, prealpină, de pe versantul estic al culoarului Caransebeşului, limitată la vest de terasele Timişului şi la nord de depozitele Bistrei. Văile cele mai importante care au fost studiate sînt Valea Satului (de la Var), Valea Pietroasa, Valea Dalciului, Valea Varului, V. Măcieşului, V. Scoarţa, Bistra Mărului, Valea Sebeşului, V. Cuntului. Materialul detritic existent în văile şi terasele acestor cursuri de apă este constituit din şisturi cristaline mesozonale (micaşisturi cu granaţi, staurolit), cuarţite, amfibolite, apoi şisturi şi roci meso-catazonale cu orto- şi paragneise, pegmatite şi aplite, eclogite şi roci eruptive granite, granogneise, serpentine, piroxenite şi amfibolite. Materialul provenit din autohtonul Muntelui Mic este reprezentat prin granogneise, granite şi migmatite specifice alături de alte formaţiuni cristaline de epizonă.

Important de remarcat este că bogate în rutil sînt micaşisturile cu granaţi şi amfibolitele.

Mineralele utile ale aluviunilor cercetate sînt reprezentate prin rutil, ilmenit, magnetit (uneori vanadifer), almandin, apoi subordonat zircon, disten, staurolit, silimanit, apatit, beril, monazit, titanit, aur, pirită şi pirotină limonitizată, topaz etc.

Interes economic prezintă în faza actuală numai rutilul, ilmenitul, magnetitul şi almandinul.

1. *RUTILUL* (TiO_2) este mineralul metalic predominant. Cristalele rulate au dimensiuni între 0,5 şi 10 cm, mai frecvent 1—2 cm, predomină habitusul prismatic, în unele cazuri feţele (110) (010) (011) (111) au

Fig. 1. Cristale rulate de rutil din aluviuni. Cu fracțiunea ø 2 cm. (Mărime naturală)

Fig. 2. Concentrat de rutil cu 90% TiO_2, fracțiunea ø = 1 cm. (Mărime naturală)

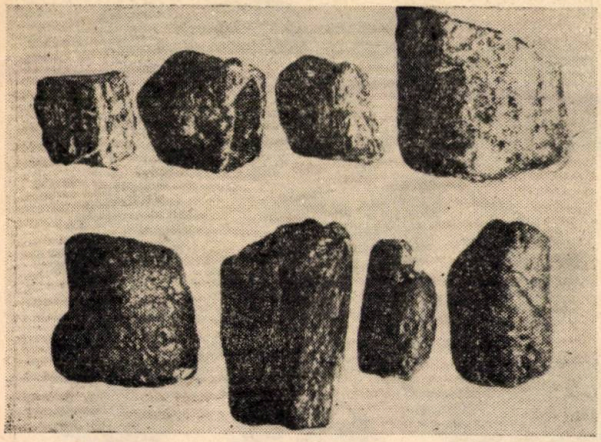


Fig. 3. Cristale prismatice rulate de rutil. (Mărime naturală)

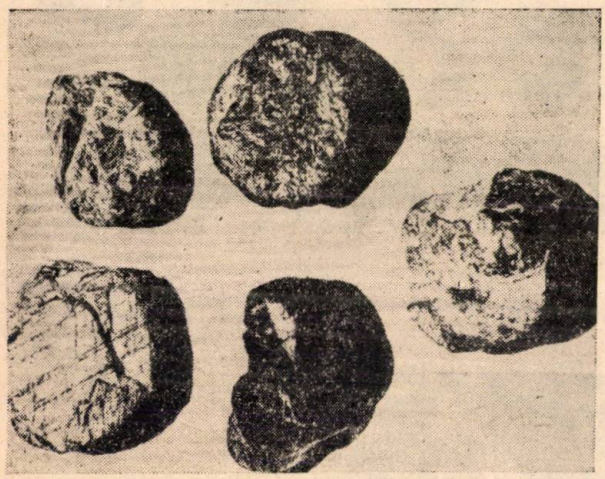


Fig. 4. Cristale prismatice de rutil, fracturate după (001). În dreapta sus un cristal cu lamele de maclă (011). (Mărime naturală)

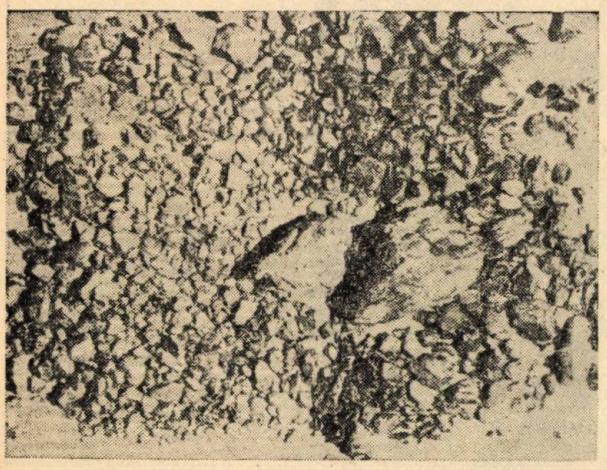


Fig. 5. Concentrat de rutil din aluviunile fluviatile. Argeș (Mărire 5 ×)

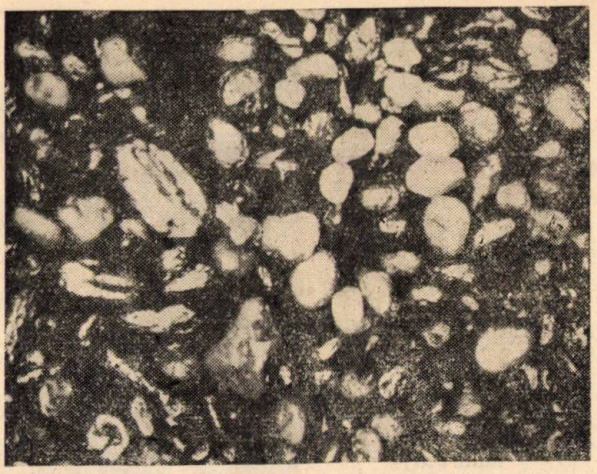


Fig. 6. Concentrat de rutil din aluviuni marine-litorale din Senegalul Francez. Datorită concentrării marine granulele au forma de „boabe de cafea" (Mărire 12×)

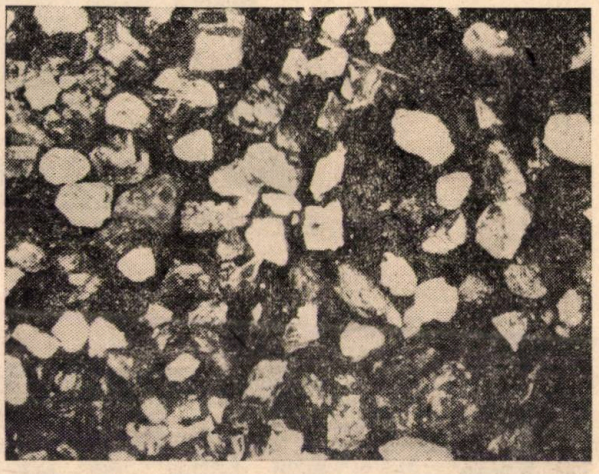


Fig. 7. Semiconcentrat de rutil cu 15% TiO_2 (negru = rutil + ilmenit, alb = cuarț, granați). (Mărire 10 ×)

Fig. 8. Concentrat magnetic de titanomagnetit vanadifer cu 32% Fe, 0,2% V_2O_5. (Negru = titanomagnetit, alb = almandin și apatit). (Mărire 10 ×)

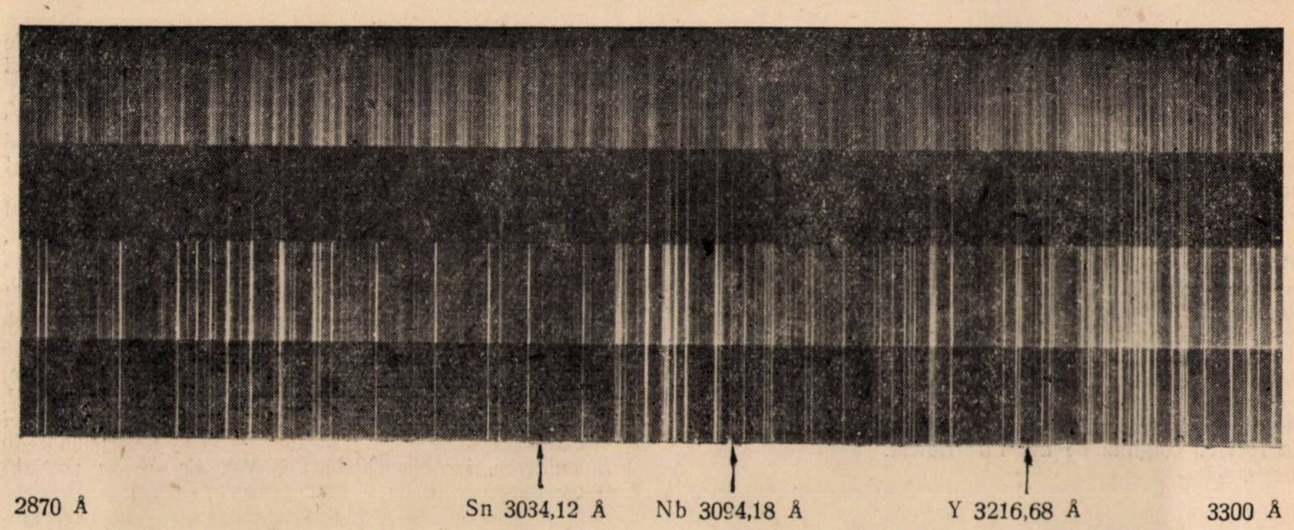


Fig. 9. Spectograma unui cristal de rutil pur în intervalul 2 870 — 3 300 Å
Spectrograma I Spectrul, etalonul fierului. Spectograma II, III, IV spectrul rutilului

Fig. 10. Lamele de maclă polisintetice după (011), într-un cristal de rutil. (Negru = infiltrații de ilmenit). Secțiune subțire, mărire 30 × + N)

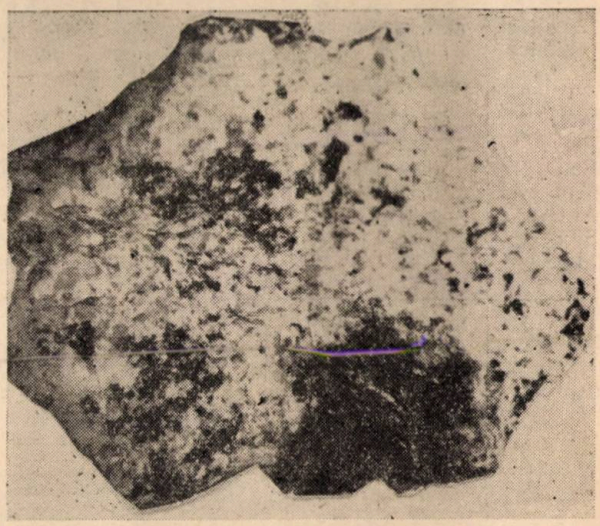


Fig. 12. Gneis turmalinic cu ilmenit (negru). (Mărime naturală)

Fig. 11. Cristal prismatic de rutil, cu coroana de reacție de ilmenit provenită prin procese de ilmenitizare, într-un amfibolit. (Mărime naturală)

Fig. 13. Pegmatite cu ilmenit, rulate. (Mărime naturală)

rămas mai bine conservate. Macle după (011) şi polisintetice au fost frecvent întîlnite. Morfologia cristalelor indică o distanţă de rulaj foarte redusă (fig. 6, 7, 8).

Prezintă incluziuni (orientate şi neorientate) de muscovit, ilmenit, disten, almandin, biotit, zircon, apatit, corindon, oligist. Greutatea specifică variază în funcţie de conţinutul în ilmenit şi alte minerale şi oscilează între 4,28 şi 4,52.

Cele mai frecvente incluziuni sînt însă din ilmenit. Majoritatea cristalelor de rutil, atît cele din aluviuni, cît şi cele din rocile primare, prezintă coroane de reacţie de ilmenit (externe, grosimea 1—5 mm) formate printr-un proces de ilmenitizare (deci, de contaminare şi migraţie de fier, în timpul metamorfismului şi chiar ulterior). In cîteva cazuri procesul de ilmenitizare a fost complet, găsindu-se numai pseudomorfoze de ilmenit după rutil. Acest proces este mai frecvent întîlnit în amfibolite, adică în roci cu conţinut de fier mai ridicat.

Tabela 1

Analiza chimică a unor cristale rulate de rutil din zona bordurii getice a Masivului Muntelui Mic

Proba / Analiza chimică %	1 (∅=3 cm)	2 (∅=0,5 cm)	3 (∅=6 cm)	4 (∅=1 cm	5 (∅=0,3 cm)
TiO_2	90,11	85,42	95,02	93,44	88,62
FeO	4,16	8,86	2,41	3,81	5,54
Fe_2O_3	0,82	3,15	0,22	0,60	2,18
MnO	0,56	0,88	0,41	0,45	1,10
Al_2O_3	1,18	0,86	0,06	0,12	0,86
SiO_2	2,13	1,10	0,86	0,50	1,58
MgO	0,46	0,21	0,40	0,46	0,61
Cr	spectr.	0,01	—	spectr.	0,01
Sn	spectr.	—	spectr.	—	spectr.
Nb	0,01	spectr.	0,02	spectr.	spectr.
Ta	spectr.	—	spectr.	—	—
V	—	0,04	spectr.	spectr.	0,01
Se	spectr.	spectr.	spectr.	—	—
W	—	—	spectr.	—	—
Y	—	—	spectr.	spectr.	—

In secţiuni lustruite, rutilul prezintă o capacitate de reflexie moderată ($R_R = 25\%$) şi numeroase incluziuni lamelare de ilmenit, mai rar de oligist.

In secţiuni subţiri, se caracterizează printr-o culoare galbenă portocalie, fiind uniax + şi lamele de maclă polisintetice după (011) (fig. 9). Sporadic s-au observat şi leuxenizări incipiente.

Analiza chimică a cristalelor rulate de rutil a dat între 90 şi 95% TiO_2, 3—9% FeO, 0,2—2,2% Fe_2O_3, 0,4—1,1% MnO, 0,06—1,2% Al_2O_3, 0,5—2,1% SiO_2 0,2—0,6% MgO. Spectrografic s-a identificat Cr, Sn, Nb, Ta, V, Se şi W. tab. 1.

Important de semnalat este faptul că cristalele de rutil din micaşisturile granatice şi din pegmatitele granitice (deci roci acide), în general sînt mai pure, fiind ceva mai bogate în Sn, Nb, Ta, W, Y, Zr, Al, Si, pe cînd cristalele din complexe amfibolitice (deci roci bazice) sînt mai bogate în fier datorită fenomenului de ilmenitizare, iar elementele Fe, Mn, Cr, V, Sc prezintă o uşoară tendinţă de a se concentra (tab. 2 şi 3).

Analiza spectrografică a cristalelor de rutil (din ambele tipuri) din şisturile cristaline din loc sau din blocuri mari rulate este caracteristică şi ne permite — cu oarecare relativitate — să determinăm proveniența (din complexe acide sau bazice) a cristalelor rulate de rutil din aluviuni mult distanţate de formaţiile primare.

2. *ILMENITUL* ($FeTiO_3$) este mult subordonat rutilului şi se prezintă sub formă de granule de 0,3—5 mm. Datorită tenacităţii mai reduse şi a clivajului, cristalele de ilmenit prezintă o tendinţă accentuată de a se sfărîma,

Tabela 2

Granulometria cristalelor rulate de rutil din aluviuni

Proba : / Clase granulometrice ∅, mm	1	2	3	4	5
0,1— 0,5	5	10	15	10	25
0,5— 1	10	10	10	10	30
1 — 5	10	15	20	20	20
5 —10	15	25	25	25	10
10 —20	25	20	15	25	10
∅ >20	35	20	15	10	5

Tabela 3

Macro şi microelementele din rutil, razele ionice, liniile spectrale caracteristice şi poziţia geochimică.

Metal	R_i	Å	Linii spectrale caracteristice (λ) Å	Poziţia geochimică a elementului
Titan	Ti^{+4}	0,68	3186,45 Å 3191,99 Å 3199,92 Å	Element predominant
Fier	Fe^{+2}	0,74	2598,37 Å 2599,40 Å	Proces de ilmenitizare
	Fe^{+3}	0,64		
Mangan	Mn^{+2}	0,80	2794,82 Å 2798,27 Å 2801,06 Å	Izomorf
Aluminiu	Al^{+3}	0,51	3082,16 Å 3092,71 Å	Incluziuni de minerale străine
Siliciu	Si^{+4}	0,42	2516,12 Å 2881,58 Å	
Magneziu	Mg^{+2}	0,66	2795,53 Å 2802,69 Å 2852,13 Å	izomorf cu Ti
Crom	Cr^{+3}	0,63	2835,63 Å 2843,25 Å	„
Staniu	Sn^{+4}	0,71	3034,12 Å 3175,02 Å	„
Niobiu	Nb^{+5}	0,69	2908,24 Å 2927,81 Å 3094,18 Å	„
Tantal	Ta^{+5}	0,68	2685,11 Å 2714,67 Å 3311,16 Å	„
Vanadiu	V^{+3}	0,74	3183,41 Å 3183,98 Å 3185,40 Å	izomorf cu Fe
Scandiu	Sc^{+3}	0,81	3353,73 Å 3368,95 Å	„
Wolfram	W^{+6}	0,62	2896 Å 2946,98 Å 2944,39 Å	izomorf cu Ti
Ytriu	Y^{+3}	0,92	3216,68 Å 3242,28 Å	„
Zirconiu	Zr^{+4}	0,79	2571,39 Å 3391,98 Å	Incluziuni de zircon
Indiu	In^{+3}	0,81	3039,36 Å 3256,04 Å	izomorf cu Fe

cu formare de mult material mărunt submilimetric. Culoarea granulelor de ilmenit este cenușie — albăstruie, uneori cu nuanțe violete cauzate de oxidația incipientă.

Pe valea Pietroasa, în zona cursului superior, au fost găsite blocuri de gneise turmalinice cu cristale mari de ilmenit de 0,5—3 cm. Aceste formații provin, după toate probabilitățile, din zonele laterale (de injecție și contaminare) ale numeroaselor pegmatite granitice cu muscovit, ce caracterizează regiunea. (fig. 10, 11, 12, 13).

3. *MAGNETITUL* (Fe_3O_4) apare în toate văile din zona cercetată. Concentratele magnetice înglobate în bachelită și studiate calcografic au permis să se stabilească că în majoritatea cazurilor este vorba de un titanomagnetit, datorită lamelelor orientate de ilmenit, ce provin prin procesele de dezamestec ale sist. $FeTiO_3$—Fe_3O_4.

Cristalitele de titanomagnetit au formele (100) și (111) rotunjite, iar majoritatea lor se încadrează în clasa ø = 0,2—0,3 mm (tab. 4).

Tabela 4

Granulometria principalelor minerale utile din aluviuni

Clase granulometrice Ø, mm	Rutil	Ilmenit	Magnetit (vanadifer)	Zircon	Apatit	Beril	Almandin
0,07—0,1	—	30	20	20	20	15	5
0,1 —0,2	1	20	30	40	20	25	10
0,2 —0,3	3	15	20	30	25	30	10
0,3 —0,5	5	10	10	10	10	20	25
0,5 — 1	6	10	10	—	20	10	20
1 — 2	10	5	6	—	5	—	10
2 — 5	30	6	3	—	—	—	10
2 —10	30	3	1	—	—	—	5
Ø> 10	15	1	—	—	—	—	5

4. *ALMANDINUL* ($Fe_3Al_2/Si0_4/_3$), de culoare roză și violacee, formează cristale (110) de 1—20 mm și este frecvent în toate aluviunile cercetate. Analiza spectrografică a indicat în mai multe cazuri prezența titanului și mai rar yttriu (Y^{+3} *Ri* = 0,92 Å; λ — 3216,68 Å și 3242,28 Å).

Cristalele de spessartin, $Mn_3Al_2(SiO_4)_3$ care provin din pegmatitele granitice din regiune, au culoare brună, forme trapezoedrice (211) (ø = 0,5—2 cm) și spectrografic prezintă întotdeauna urme de vanadiu (V^{+3} 0,74 Å; tripletul λ^{III} = 3183,41 — 3183, 98 — 3185,40 Å).

5. *ZIRCONUL* ($ZrSiO_4$) apare foarte rar. Predomină varietățile incolore și rozacee. Cristalele sînt alungite, prismatice (100) (110) și bipiramidale (111), cu ø — 0,1 — — 0,6 mm. In aceste zone zirconul din aluviuni prezintă o importanță secundară.

6. *BERILIUL* $Be_3Al_2(SiO_4)_3$ provine din pegmatitele granitice din regiune (4). Cristalitele prismatice fracturale de beril au culoare verzuie, verde și galben-maron, au dimensiuni de 1—10 mm. Analiza spectrografică a stabilit prezența grupului de elemente Li—Rb—Cs, ceea ce indică un beril pegmatitic hidrotermal, provenit din pegmatite de tipul III [după K. A. Vlasov (1) (4)], deci diferențiate și evoluate.

7. *FLUORAPATITUL* $Ca_5(F,Cl,O_4)(PO_4)_3$ apare mai frecvent ca granule verzui (ø = 0,1 — 2 mm) cu habitus prismatic rotunjit. Identificarea granulelor mici de beril, apatit și epidot, care au mod de apariție identic, s-a făcut pe bază spectografică.

Restul mineralelor care apar cu totul accidental în aluviuni (monazit, topaz, aur etc.) nu prezintă nici un interes economic.

Concentratele realizate pînă în prezent din aluviunile cu rutil din pîraiele ce spală bordura getică a Muntelui Mic sînt următoarele:

— Concentrate manuale de granule de rutil. 80—90% TiO_2;
— Concentrate de ilmenit — rutil. 40% TiO_2;
— Concentrate magnetice de titanomagnetit vanadifer 0,3% V;
— Concentrate de almandin.

b) **Zona sudică a complexului cristalin din Poiana Ruscă.**

In zona sudică a complexului cristalin din Poiana Ruscă, în afluenții nordici ai Bistrei, în zona Marga—Bucova—Băuțari, au fost identificate prin spălări la trog cristale de rutil cu 1—2 cm, de același tip cu cele din zona Caransebeșului. In concentratele de trog s-a identificat magnetit pur, nevanadifer, zircon, granați (almandin și spessartin), ilmenit, zircon, apatit, cîte o foiță de aur și altele. Prospecțiunile în această zonă continuă.

c) **Iviri de rutil în aluviunile fluviatile derivate din masivul cristalin al Semenicului**

Cristale sporadice de rutil au fost întîlnite în cursurile superioare ale Timișului (ø = 6 cm), ale Bîrzavei (cristale de 2—5 mm), Văliug și ale Nerei (ø = 0,5—2 mm).

Concentratele de aluviuni din masivul cristalin al Semenicului sînt destul de unitare, indiferent de zona din care s-au colectat.

Mineralele utile sînt reprezentate prin rutil, ilmenit, magnetit, zircon, disten, almandin, subordonat apare staurolit, aur, monazit etc. Aurul provine din mineralizații cataterle și lentile de cuarț din cristalin.

Valorificabile sînt mineralele de titan (rutilul și ilmenitul), zirconul, distenul, almandinul.

Aluviuni titanifere de tip Argeș s-au identificat pe Timiș, chiar în zona Caransebeș. Materialul este mai bogat ca în Argeș. Valorificabil mai este și almandinul.

Tot la acest capitol trebuie menționate cuarțitele și micașisturile cu distșn și rutil din Masivul Nemanu — Jegoru (Semenic) care reprezintă o sursă interesantă de titan, disten, cuarț și mică praf.

II. IVIRI DE RUTIL IN ALUVIUNILE DIN MASIVELE CRISTALINE ALE SEBEȘULUI ȘI LOTRULUI

Aluviunile cursurilor de apă ce coboară din Munții Lotrului, Sebeșului și Cibinului, sînt mai heterogene decît aluviunile din Banat.

Compoziția petrografică a acestor masive cristaline catamesometamorfice este, în general, granitică-gneisică, rocile predominante fiind gneisele micacee și micașisturile. Datorită metamorfismului accentuat, rocile sînt șistuoase, fiind constituite din cuarț, oligoclaz, muscovit, granați (almandin, spessartin, pirop), disten, turmalină, rutil, staurolit etc.

Amfibolitele apar sub formă de intercalații subordonate în complexul gneisic, fiind constituite din hornblendă, andezin-labrador, la care se asociază frecvent granații și, mai rar, piroxenii. Amfibolii eclogitici de diverse tipuri sînt destul de frecvente. Ca minerale accesorii abundă rutilul, ilmenitul, titanitul, distenul, turmalina, magnetitul etc.

Intregul masiv este străbătut de injecții pegmatitice, aplitice și granitoide, precum și de intercalații de roci ultrabazice, serpentine, peridotite, piroxenite, cortlandite etc. [6], [7].

Aluviunile din zona centrală sînt specifice zonelor superioare de injecție granito-pegmatitică, caracterizîndu-se prin prezența titanului (rutil și ilmenit) și a aurului.

Principala zonă de aluviuni titanifere și aurifere este situată la nord de dealurile Sibiului.

Aluviunile din zona Pian—Cioara sînt constituite din pietriș și nisip conținînd 1% TiO_2. Minerale grele sînt reprezentate prin rutil, ilmenit, magnetit, aur, titanit, almandin, spessartin, omfacit, zircon, pirită și pirotină

limonitizată, epidot, spinel, clorite, cromit, disten, staurolit, silimanit, corindon (foarte rar safir). Mineralele predominante sînt cuarțul (80%), feldspații alterați, hornblende etc.

Cristalele de rutil au în general ø = 1 mm, dar ating și 2 cm. Analiza spectrografică a semnalat și în aceste cristale de rutil prezența Mn, Nb, Sn. Cristalele de zircon au în medie 0,4—0,8 mm, dar excepțional s-au găsit cristale mari perfect idiomorfe (100) (110) (111) de 1 cm, de culoare galbenă-maronie.

Cercetările spectrografice executate asupra fracțiunilor grele (greut. spec. 4—5) din aceste aluviuni nu au confirmat existența platinului, plumbului și cuprului nativ, frecvent citate în literatura geologică a secolului trecut [2], [3], [5]. Pepitele de aur (în greutate de 10 gr — ½ kg) găsite în trecut [5], [6], [7] în aceste aluviuni, precum și fragmentele de cuarț rulat cu nodule și filonașe de aur (parageneza aur — pirită — clorit — epidot — cuarț — muscovit) determină pentru aceste mineralizații o geneză catatermală, fiind legate de zonele granitice și gneisice injectate cu pegmatite și cuarțuri, din zonele superioare ale masivului Sebeșului.

In zonele de grohotiș ale masivelor Surianu, Tomnatec și Frumoasa, V. Caulea a identificat în 1957 cristale mari de rutil (4—10 cm) în micașisturi și cuarțite cu disten.

Cristalele de rutil au habitus prismatic alungit, sînt perfect idiomorfe și au o culoare galbenă portocalie.

De asemenea, pe versantul estic al masivului Surianu s-au găsit blocuri rulate de pegmatoide cu titanomagnetit (cristale tabulare pînă la 1×10 cm), cu excepționale structuri de dezamestec a sistemului $FeTiO_3$—Fe_3O_4—Fe_2O_3.

In Munții Lotrului, pe Valea Voinești și Păscoaia s-au identificat în aluviuni sporadice cristale de rutil (pînă la 6 cm), puternic ilmenitizate în zonele exterioare. Aceste cristale erau înglobate în amfibolite.

III. IVIRI DE RUTIL IN ALUVIUNILE DIN NORDUL FĂGĂRAȘULUI

Caracteristicile geomorfologice și petrografice ale versantului nordic al Masivului Cristalin al Făgărașului sînt esențial deosebite de ale Cristalinului Getic și chiar de versantul sudic al masivului.

Aceste premise geomorfologice au influențat puternic fluxul hidrologic și condițiile de sedimentare (în special granulația și ordinea de depunere a mineralelor grele) a aluviunilor.

Făgărașul nordic se deosebește și din punct de vedere petrografic de versantul sudic, în sensul că predomină șisturi cristaline epizonale (cloritoșisturi, filite), asociate cu micașisturi granato-distenice, amfibolite, calcare și dolomite cristaline.

Mineralele utile din aluviunile studiate sînt rutilul, ilmenitul, magnetitul, distenul, almandinul, silimanitul, staurolitul, zirconul, sporadic aurul.

Cristalele de rutil au habitus prismatic scurt, fiind puțin rulate și rotunjite. Cele mai mari cristale de rutil ating 5 cm. Almandinul formează cristale de 2—15 mm, roze-violacee, cu forma (110).

Valorificabile sînt deci în primul rînd rutilul și almandinul, în al doilea rînd distenul și ilmenitul.

CONCLUZII

Prezenta comunicare preliminară semnalează noile aluviuni și iviri de rutil provenite din cristalinul mesozonal al Masivelor Semenic, bordura getică a Muntelui Mic, zona sudică a grupului Poiana Rusca, masivul Sebeșului—Lotrului și Făgărașului.

Cristalele de rutil provin în esență din trei tipuri de formațiuni:

a) pegmatite granitice;
b) micașisturi cu granați și disten;
c) amfibolite.

S-a stabilit că chimismul rutilelor din aceste formațiuni este diferit în sensul că rutilul provenit din roci acide este mai bogat în Sn, Nb, Ta, Y, cel din rocile bazice în Fe, Mn, Cr, V, Sc.

Cele mai interesante aluviuni cu rutil sînt cele din Banat.

Cristalele de rutil au dimensiuni cuprinse între 0,5 și 10 cm, în medie de 1 cm.

Analiza spectrografică a indicat în repetate rînduri prezența unor urme de Sn, Nb, Ta, Sc, W, V, Y, In, Cr, Mn etc.

Cantitatea și granulometria rutilului din aluviuni variază în limite largi.

Toate aluviunile menționate sînt în curs de prospecțiune și cercetare.

Bibliografie

[1] Betehtin A. G.: *Curs de Mineralogie,* Moscova, 1950.
[2] Hauer J.: N. Jahrb f. Min. u.s.w. 1838, Bd. II, S. 164.
[3] Opreanu S.: Lucr. Inst. Geogr. Univ. Cluj (1942), VII (pag. 407).
[4] Superceanu C. și Maieru O.: Rev. de Chimie nr. 3 1956, nr. 4 1957, nr. 7/8 1958.
[5] Nendtwich K.: *Ber. über Mitt. von Freunden der Naturw.,* Viena, 1848, Vol. 3, pag. 412—474.
[6] Horvath B.: Montan. Ztg. Graz 14 (1907), pag. 222.
[7] Patera A.: *Ber. über Mitt. v. Freunden der Naturw.,* Viena, 1847, pag. 439/41.

Asupra mineralizației de la Cobășel — Rodna Veche

Prof. ing. M. Socolescu, ing. Z. C. Vlaicu, ing. C. Superceanu

Ivirile de minereuri de la Cobășel sînt situate pe versantul estic al Masivului Curățel, în vecinătatea zăcămîntului cunoscut Rodna Veche — Valea Vinului, făcînd parte din mineralizațiile răspîndite în toată partea sudică a Munților Rodnei.

Istoric. Literatura geologică asupra regiunii este destul de vastă, iar etapele succesive ale cercetărilor geologice și miniere pot fi urmărite într-un număr mare de lucrări, dintre autorii cărora menționăm pe: F. Tamnau (1836), F. Richthofer (1860), Hauer u. Stache (1863, 1885), C. Beust (1869), F. Posepny (1865, 1870, 1895), H. Zapolowicz (1886), G. Primics (1887), P. Rozlozsnik (1907), K. A. Weber (1915), Popescu-Voitești (1929), T. Ghițulescu (1931), T. Kräutner (1938), M. Socolescu (1948), St. Ghika (1951, 1952, 1953) ș.a.

Lucrările mai vechi [1] consemnează existența a două categorii de mineralizații: zăcămintele din șisturile cristaline și filoanele legate de erupția „trahitelor", ultimele cunoscute numai din urmele exploatărilor vechi și date istorice, fără a exista asupra lor nici un fel de

informații geologice. Aceste zăcăminte au stat la baza unei industrii miniere care a activat cu intermitență încă din secolul XII [2]. Principalul obiectiv al exploatării l-au format minereurile plumbo-argentifere, iar după epuizarea lor s-a trecut către începutul secolului XX la extragerea piritei, centrul de greutate fiind mina Valea Vinului, în care lucrările se continuă și în prezent.

Asupra zăcămîntului Cobășel, informațiile care se pot obține în literatură sînt cu totul reduse, rezumîndu-se la simpla menționare. Mineralizația reprezentată printr-un corp principal de pirită de formă lenticulară extinsă a fost deschisă și exploatată la începutul secolului XX, după primul război mondial lucrările fiind abandonate. Structura geologică asemănătoare și apropierea spațială dintre zăcămintele Cobășel și Valea Vinului, sînt de natură a impune acceptarea unui mod de formare comun al acestor zăcăminte.

Evoluția ideilor asupra mineralizărilor din masivul Curățelul și vecinătatea lui a fost determinată în cea mai mare parte de avansarea deschiderilor miniere din zăcămîntul Valea Vinului, asupra căruia s-au concentrat aproape în întregime cercetările anterioare și, bineînțeles, de progresul în timp al concepțiilor metalogenetice.

Primele ipoteze au considerat corpurile de minereu concordante în șisturile cristaline și singenetice cu acestea. Ulterior, în anumite porțiuni, mineralizația și rocile înconjurătoare au fost sfărîmate și transformate în breccii, sub acțiunea pătrunderii în șisturile metamorfice a erupțiilor de andezit.

Mai tîrziu, Beust [2] arată legătura dintre formarea zăcămîntului și erupția andezitelor, evidențiind caracterele metasomatice ale mineralizației. Aceste idei sînt apoi reluate și dezvoltate în continuare de Posepny și Rozlozsnik.

Interesantă prin datele de observație și studiul microscopic pe care le cuprinde este lucrarea lui K. A. Weber [3], dar concluziile sale, după care geneza mineralizației se datorește unor procese metalogenetice de segregație magmatică (lentilele de pirotină), metamorfism de contact și metasomatoză, nu au fost confirmate de cercetările ulterioare.

Ipoteze mai recente [4] admit formarea corpurilor de minereu pe cale hidrotermal-metasomatică, datorită unor soluții mineralizante, reprezentînd ultima fază de diferențiere a erupțiilor andezitice. Natura acestor soluții ar putea însă să nu fie endogenă [7], ele provenind din complexul sedimentogen-metamorfozat, iar venirea lavelor nu a făcut decît să antreneze mineralizatorii și să provoace depunerea în forma actuală.

Pentru detalii, privind geologia Munților Rodnei, se pot consulta lucrările lui Th. Kräutner [5] și St. Ghika-Budești [6].

Geologia și mineralizațiile din zona Muntelui Curățel

Geologia. Structura geologică a Muntelui Curățel a fost urmărită printr-o cartare geologică de prospecțiune, care a afectat o suprafață mai largă, cuprinsă între Valea Blaznei și Izvorul Băilor.

Schematizînd, masivul Curățel este format la bază din șisturile cuarțitice-cloritoase-sericitoase, pe versantul vestic cu intercalații de șisturi grafitoase. Peste acestea se dispune complexul șisturilor cuarțitice-micacee, într-o alternanță capricioasă a varietăților, determinată de predominarea unuia sau altuia dintre mineralele componente. Acest grup cuprinde intercalate importante bancuri de calcare și ocupă ca volum cea mai mare parte a masivului. Pe creastă se întîlnesc micașisturi, mai frecvent în varietatea cu granați, slab cloritoase.

Rocile metamorfice din partea inferioară și mediană sînt străbătute de andezite cu amfiboli și, uneori, biotit de vîrstă neogenă [5], individualizate în corpuri neregulate și apofize mai mult sau mai puțin concordante cu șisturile.

De punerea în loc a rocilor eruptive sînt legate zone de breccii formate din fragmente de andezit, șisturi și calcare cu dezvoltare maximă în perimetrul zăcămîntului V. Vinului.

Elementele principale ale tectonicii cristalinului sînt formate din anticlinalul al cărui ax cu direcția NV—SE traversează Valea Cobășelului, continuat spre vest de flexura sinclinală cu aceeași direcție, din zona crestei Beneș-Curățel. Înclinările șisturilor sînt cuprinse între 15 și 40°. Pătrunderea andezitelor nu a deranjat decît local această așezare, provocînd în afară de brecciifiere, fracturi și deranjamente.

Mineralizațiile. Zăcămîntul principal și singurul în exploatare din regiunea Rodna Veche-Valea Vinului este localizat pe versantul vestic al Curățelului. Concentrațiile de minereu formează lentile, cuiburi, forme tubulare sau neregulate, dispuse în calcare și breccii la contact cu andezite sau șisturi. Mineralizația predominant piritoasă, iar uneori de pirotină, se îmbogățește spre părțile superioare și periferia corpurilor în sulfuri de Pb, Zn, Cu [9]. Principalele minerale metalice sînt: pirita, blenda, galena, pirotina.

Pe creasta Beneș-Curățel există numeroase urme de excavații vechi, care au urmărit un minereu limonitic, probabil cu conținut de Pb și Ag [1], cantonat în calcare sub forma unor cuiburi sau lentile mici. De aici se pare că provin bucățile de rocă calcaroasă-silicioasă, limonitizate, cu aspect spongios, caracteristice zonei de oxidație, care se întîlnesc la suprafață.

O situație similară se întîlnește la partea inferioară a versanților vestici ai văilor Izvorul Băilor și Izvorul Roșu, unde mineralizația pare a fi legată de bancuri mici de calcare, adesea asociate cu șisturi grafitoase.

Acest lucru este confirmat și de o galerie de explorare amplasată la baza Muntelui Crăciunelul, care a deschis în masa unei lentile de calcar, în vecinătatea contactului cu șisturile grafitoase, o mineralizație în cuiburi și lentile cu conținut ridicat de galenă, blendă, pirită, depuse prin înlocuire metasomatică. In același masiv, galeriile vechi inaccesibile, Maria Hielf și Geczy, au urmărit probabil mineralizații asemănătoare.

Descrierea zăcămîntului Cobășel

a) *Geologia.* Aspectul structural geologic al Curățelului în zona mineralizărilor de la Cobășel este determinat de prezența unui important corp andezitic, care străbate șisturile cristaline.

Complexul metamorfic este format din șisturi cuarțitice-micacee (sericit-muscovit), cu clorit și diverse varietăți ale acestora, în care se intercalează calcare albe cu cristalinitate pronunțată și cu totul subordonat calcare microcristaline albe sau cenușii.

Andezitele de culoare cenușie deschisă apar în două varietăți. Prima formează masa principală a intruziunii și se caracterizează prin prezența în masa microcristalină a fenocristalelor de felspat și amfibol bine dezvoltate (pînă la 1—2 cm), iar a doua, localizată spre periferia corpului, este lipsită de porfiroblaste sau cu porfiroblaste de feldspat.

Structura andezitului presupune o consolidare mai lentă, care a avut loc probabil în condițiile unui subvulcan. Din datele prospecțiunii de suprafață și observațiile făcute în mina Cobășel și, parțial, Valea Vinului, se poate presupune că materia topită, în legătură cu o vatră magmatică, a pătruns spre suprafață atît pe fracturi cu orientări și înclinări diferite, unele paralele cu axele de cutare ale șisturilor, anterioare punerii în loc a eruptivului, cît și pe direcția șistuozității, formînd prin consolidare dyke-uri, sill-uri și diferite forme intermediare. In mina Cobășel, suprafața de contact a andezitului cu șisturile are o alură complicată, datorită numeroaselor apofize, sill-uri și digitațiuni care pătrund în masa rocilor metamorfice și care se pot bine observa mai ales în lucrările miniere verticale. La nivelul galeriei inferioare se poate

urmări linia sinuoasă, aproape orizontală, a contactului andezit-şist.

Acţiunea de brecciifiere atît de intensă pe versantul vestic al Curăţelului nu a fost observată decît în măsură cu totul redusă, spre Cobăşel, în albia pîrîului Cioroiului. Zonele de breccii de aici, intercalate concordant în şisturi sau umplînd fracturi transversale au grosimi sub 1 m şi sînt compuse din fragmente de şisturi cristaline şi andezit.

b) *Mineralizaţia.* In zona de contact andezit-şisturi cristaline a fost exploatat minereu de pirită, printr-un ansamblu de lucrări miniere care au deschis zăcămîntul la mai multe nivele.

Galeria de la nivelul inferior urmăreşte limita dintre şisturi şi andezite, în această ultimă rocă fiind localizat un corp de minereu deschis numai spre intrarea galeriei, constituit din cuiburi, mici lentile şi impregnaţii puternice de pirită, determinînd o zonă mineralizată alungită, lentiliformă. Mineralizaţia este însoţită de concentraţii de granaţi fini (d=0,5—2 mm), alături de care se întîlnesc epidot, sericit, cuarţ.

Principalul corp de pirită care a constituit şi baza exploatării este deschis prin galeriile nr. 18 şi 19. Acesta are forma unei lentile-strat, situată atît concordant în şisturile cristaline, cît şi la contactul şist-andezit. Poziţia concordantă a lentilei de pirită poate fi bine observată în planul înclinat din galeria mijlocie.

Mineralizaţia este formată din pirită masivă cu treceri locale spre textură şistoasă, amintind textura iniţială a rocii gazdă şi impregnaţii. In afară de mineralele de gangă proprii şistului sau alterării acestuia, pot fi identificaţi cu ochiul liber granaţi (d=0,5—2 mm) constituind mici aglomerări sau benzi. S-au observat astfel de benzi formate din granaţi, de 3—5 mm grosime, bordînd vine de cuarţ în masa mineralizaţiei de pirită.

Prin galeria superioară a fost deschis un corp lenticular de magnetit-limonit, dispus la partea superioară şi în continuarea corpului de pirită. Pe lîngă magnetit şi limonit provenit prin alterare hipergenă, sînt prezente în cantităţi mici calcopirita şi blenda. Astfel, în zona de trecere de la mineralizaţia piritoasă la mineralizaţia oxidică se observă o separaţie mai importantă de blendă, sub forma unei benzi de 10—30 cm grosime. Parageneza este completată cu granaţi şi cuarţ. In jurul corpului principal sînt răspîndite mici cuiburi, lentile şi impregnaţii de pirită. Se remarcă în rocile cristaline lentile dezvoltate de cuarţ alb hidrotermal cu grosimi pînă la un m.

Atît mineralizaţia, cît şi rocile învecinate sînt afectate de alterări, uneori foarte avansate. Corpul de magnetit în partea superioară trece în limonit. In apropierea lui o altă mineralizaţie a fost complet alterată, fiind constituit acum din mase collomorfe de limonit, însoţite de zone bogat impregnate cu magnetită. Benzi limonitizate, mai puţin dezvoltate, în care se mai observă relicte de pirită, se întîlnesc şi în restul minei. In mare parte, alteraţia avansată din prezent se datoreşte şi dezechilibrului actual al anumitor sulfuri din componenţa mineralizaţiei stabile numai în condiţiile formării lor.

In amonte, spre vest de mina Cobăşel, la contactul calcarelor cu andezitul a fost interceptată o zonă de scarn granatifer compact, cu o grosime de peste 2 m, format dintr-o masă microcristalină, în care sulfurile metalice sînt reprezentate prin slabe impregnaţii şi plaje de pirită şi urme de blendă, galenă, calcopirită, dispuse uneori la periferia vinişoarelor şi ochiurilor de cuarţ din masa scarnului.

In partea superioară a aceluiaşi pachet de calcare au fost deschise, în vecinătatea contactului cu şisturile cristaline, două benzi mineralizate cu grosimi medii de 0,5 m, concordante, formate din pirotină şi subordonat blendă, pirită şi granaţi. Textura masivă a mineralizaţiei devine uneori paralelă, datorită benzilor de îmbogăţire cu blendă sau pirită. La contactul mineralizaţiei cu calcarul se observă bine treceri caracteristice metasomatozei. In masa calcarului granaţii în granule de 1—2 mm, de culoare verde-galbenă pînă la brună, formează adesea şiruri paralele cu şistuozitatea în apropierea benzilor mineralizate. In anumite puncte, minereul este format din granaţi rotunjiţi, cimentaţi cu pirită, uneori însoţiţi de magnetită.

Zonele de sulfuri sînt însoţite de scarneificări ale calcarului, după aspectul exterior deosebindu-se două varietăţi de scarn granatifer. Prima varietate formează o masă compactă, microcristalină, aproape monominerală, de culoare cenuşie-verzuie, cu nuante gălbui, iar a doua varietate, cu cristalinitate mai pronunţată, este formată dintr-un agregat de granule de 1—2 mm, a căror culoare variază de la verde-gălbui la brun-roşcat.

Zone de scarn au fost întîlnite în mai multe puncte, în jurul masivului de andezit.

Studiul calcografic al mineralizaţiei. Examinarea calcografică a minereurilor de la Cobăşel a permis identificarea următoarelor grupe de minerale:

a) Minerale metalice: pirită, magnetit, oligist, pirotină, calcopirită, blendă galenă, tetraedit, marcasită, melnicovit, covelină, malahit, azurit, limonit, melanterit.

b) Minerale de gangă şi de scarn: calcită, cuarţ, epidot, granaţi, termolit, clorit, sericit, feldspaţi.

Prezentăm o succintă descriere a principalelor minerale metalice:

Pirita (FeS_2) este mineralul metalic cel mai frecvent al mineralizaţiilor de la Cobăşel, predominînd în corpurile piritoase şi fiind subordonate în lentila de magnetit.

Se prezintă, în general, sub formă de cristale idiomorfe şi hipidiomorfe cu formele (210) şi (100), avînd dimensiuni cuprinse între 0,5 şi 5 mm. In andezitele piritizate metasomatic pulberea de pirită poate deveni microcristalină (ø=0,001—0,04 mm).

Frecvent granulele şi cristalele de pirită sînt brecciificate, corodate, fisurate şi substituite de blendă, calcopirită şi pirotină.

Ca mineral substituent, pirita substitue mineralele constitutive ale rocii andezitice (în special plagioclazii) şi magnetitul.

Principalele parageneze ale piritei sînt:

— Parageneza: FeS_2—Fe_3O_4—ZnS, în corpul de magnetit

— Parageneza: FeS_2—FeS_2—FeS_2 (marcasit şi melnicovit) — ZnS—$CuFeS_2$.

Magnetita (Fe_3O_4). Face parte integrantă din lentila de magnetit, în care contribuie cu circa 80%. Minereul magnetitic este constituit dintr-o masă de cristale idiomorfe, magnetit (ø=0,04—4 mm), strîns cimentate de granaţi şi uneori de pirită.

Magnetita este evident de origină contact pneumatolitică, fiind în parageneză cu granaţii, prezentînd structuri cu zonare care se pun în evidenţă prin coroziune cu HCl.

Magnetita este substituită în faza hidrotermală, de pirită, blendă calcopirită, şi pirotină. Prin procese de oxidare, granulele de magnetită au fost martitizate, zonar, reticular şi neorientat. (Fig. 1 şi 2).

S-au observat şi depuneri concentrice între magnetită şi granaţi. Cele mai frecvente parageneze ale magnetitului sînt:

— Parageneza: Fe_3O_4—$Ca_3(Al,Fe)_2(SiO_4)_3$, în scarnul granatic cu magnetit, parageneză ce este tipic contact pneumatolitică.

— Parageneza: Fe_3O_4—FeS_2—FeS—ZnS, provenită prin substituirea magnetitului, în faza hidrotermală prin blendă cu imiscibilizări de pirotină şi prin pirită.

Oligistul (Fe_2O_3) apare sporadic, sub formă de agregate aciculare radiale (ø=0,4—2 mm), cantonate, în general, în cuarţul ce cimentează pirita, magnetitul şi celelalte minerale metalice (Fig. 4).

Frecvent, sub acţiunea soluţiilor hidrotermale, sulfuroase reducătoare, oligistul este muschetovitizat şi transformat pseudomorf în magnetit.

Este asociat paragenetic cu pirita, magnetitul, cuarţul, epidotul şi granaţii.

Pirotina (FeS), alături de pirită şi magnetit, este un mineral caracteristic pentru mineralizaţia de la Cobăşel. Se prezintă sub formă de plaje neregulate (0,4—7 mm), care substituie pirita, magnetita, granaţii şi blenda. Este formată în faza mesotermală.

Studiile calcografice executate au permis identificarea a două generaţii de pirotină, şi anume:

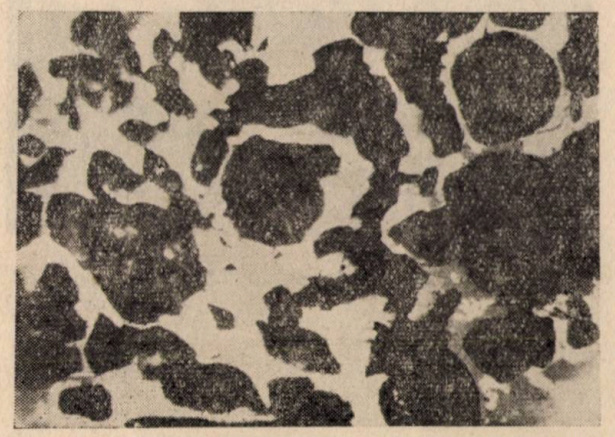


Fig. 1. Scarn granatic-cuarţifer mineralizat cu pirotină şi blendă.
Idioblastele de granat (negru) sînt înglobate şi substituite de o masă de pirotină (alb) cu incluziuni de blendă (cenuşiu).
(Mărire 30 x)

— Pirotina I, care apare sub formă de particule punctiforme, ovoidale, discoidale şi lamele, incluse în masa plajelor de blendă, provenite prin dezamestecul sistemului ZnS—FeS. De altfel, blenda este reprezentată prin varietatea marmatit (10—14% Fe), avînd cca. 15—20% FeS în soluţie solidă (Fig. 5, 6).

— Pirotina II, individualizată ulterior blendei, formează plaje mari, neregulate, ce substituie blenda.

Foarte frecvent, pirotina II este afectată de procese de marcasitizare, cu formare de structuri concentrice şi pseudomorfoze de marcasită după pirotină. De asemenea, s-au observat în mai multe cazuri formaţiunile denumite „ochi de pasăre".

Fig. 2. Magnetit pseudormorfoză după oligist şi ulterior martitizat (alb) într-o masă de cuarţ (negru)
(Mărire 100 x)

Pirotina substituie magnetitul, pirita şi blenda, fiind substituită marcasita, galena şi tetraedit.

Blenda (Zn,Fe)S de la Cobăşel este reprezentată prin varietatea feruginoasă, marmatit, fiind caracterizată prin frecvenţa mare a incluziunilor de pirotină şi calcopirită provenite prin dezamestec. Orientarea şi frecvenţa incluziunilor denotă temperaturi mari de formare şi de dezamestec.

Plajele de blendă substituie pirita, fiind substituită de calcopirită, galenă şi teraedit (Fig. 7, 8, 9).

Paragenezele predominante ale blendei sînt reprezentate prin şist (ZnFe)S—FeS şi (ZnFe)S—$CuFeS_2$, care se ilustrează prin remarcabile structuri de dezamestec.

Galena (PbS) s-a întîlnit numai accidental, sub formă de microplaje, neregulate (0,04—0,63 mm), care substituie blenda şi pirita. Spre deosebire de celelalte mineralizaţii din grupul Rodna Veche, în cazul Cobăşelului galena este foarte sporadic reprezentată.

Calcopirita ($CuFeS_2$) formează două generaţii: calcopirita I, imiscibilizată în blendă (ø=0,01—0,004 mm) şi calcopirita II ca plaje şi filonaşe ce substituie blenda şi pirotina.

Tetraeditul (Cu_3SbS_{3-4}) apare de asemenea sporadic în parageneză cu galena şi blenda, alcătuind filonaşe şi infiltraţii vermiculare (0,04—0,13 mm) ce substituie sulfurile sus-amintite.

Marcasitul şi *melnicovitul* substituie în general descendent pirotina, cu formare de structuri lamelare, concentrice etc. Mineralele secundare ce însoţesc marcasita sînt covelina şi calcosina β — malahitul, azuritul şi psilomelanul.

Succesiunea de cristalizare: 1. Magnetit, 2. Pirita, 3. Blenda. 4. Pirotina. 5. Calcopirita. 6. Oligist. 7. Galena. 8. Tetraedit. 9. Melnicovit. 10. Marcasita, 11. Covelina. (Fig. 3).

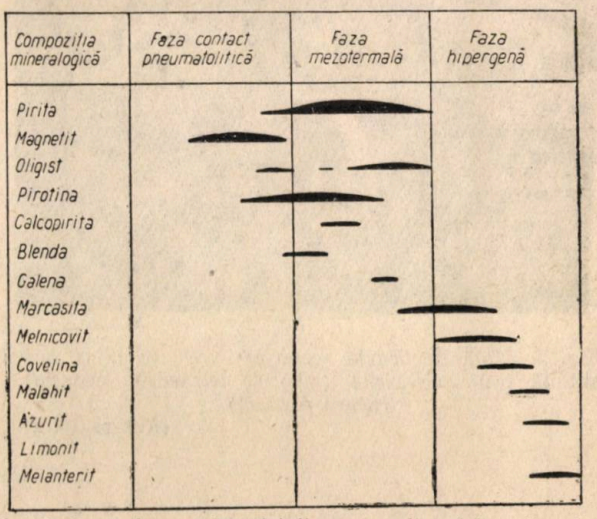


Fig. 3. Succesiunea de cristalizare a mineralelor din zăc. Cobăşel.

Concluzii

Structura geologică asemănătoare şi apropierea spaţială indică o origină comună a zăcămintelor de pe versanţii Muntelui Curăţel (zăc. Valea Vinului — Rodna Veche şi zăc. Cobăşel). (Fig. 10, 11).

In cazul de la Cobăşel este vorba de o mineralizaţie principală formată din pirită masivă sau şistuoasă, aproape curată, situată în şisturi cristaline sau la contactul şist-andezit şi mai puţin în andezit. Uneori, mineralizaţia ia forma de impregnaţiuni, iar cînd trece în andezite se individualizează în cuiburi şi lentile mici, însoţite de impregnaţii. Spre partea superioară lentila de pirită trece în mineralizaţie de magnetit, limonit şi, în cantităţi reduse, sulfuri metalice, dispersate sau formînd benzi, vinişoare şi cuiburi, situate în zona de trecere spre periferia corpului. In calcarele dispuse la partea superioară, se întîlnesc zone scarneificate, mineralizate cu sulfuri metalice, predominînd pirotina.

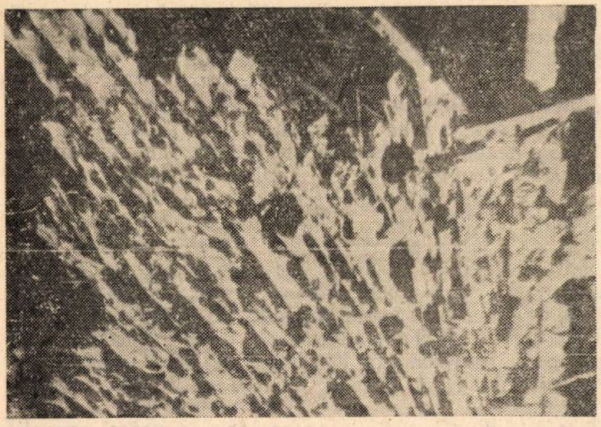


Fig. 4. Granule de pirită (alb) cu incluziuni de blendă (negru-cenuşiu) într-o masă de cuarţ (negru) Se observă fenomenul de coroziune a piritei prin cuarţ (Mărire 50 x)

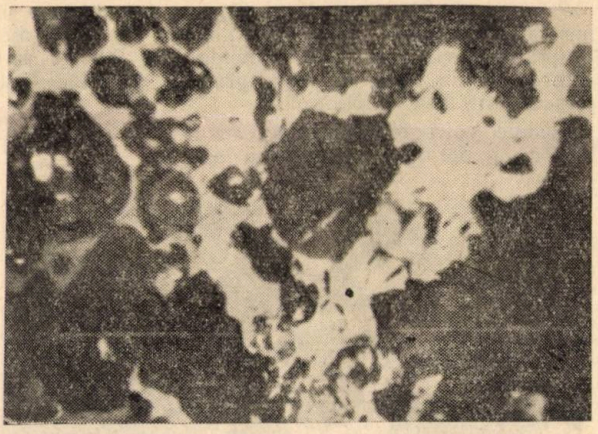


Fig. 7. Cristale de granat, înglobate în pirotină. (Mărire 125 x)

Fig. 5. Plajă de blendă (cenuşiu) breccificată şi substituită prin calcopirită (alb) şi tetraedrit (cenuşiu) (negru = cuarţ) (Mărire 100 x)

Fig. 8. Şirag de cristale hipidiomorfe de magnetit în masă de cuarţ. (Mărire 120 x)

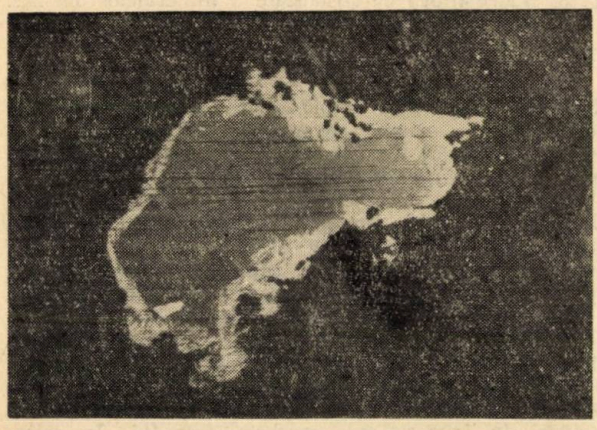


Fig. 6. Granulă de blendă (cenuşiu) substituită marginal prin pirotină (alb), într-o masă de cuarţ (Mărire 50 x)

Fig. 9. Granaţi parţial deformaţi şi breccificaţi în masă de pirotină (Mărire 80 x)

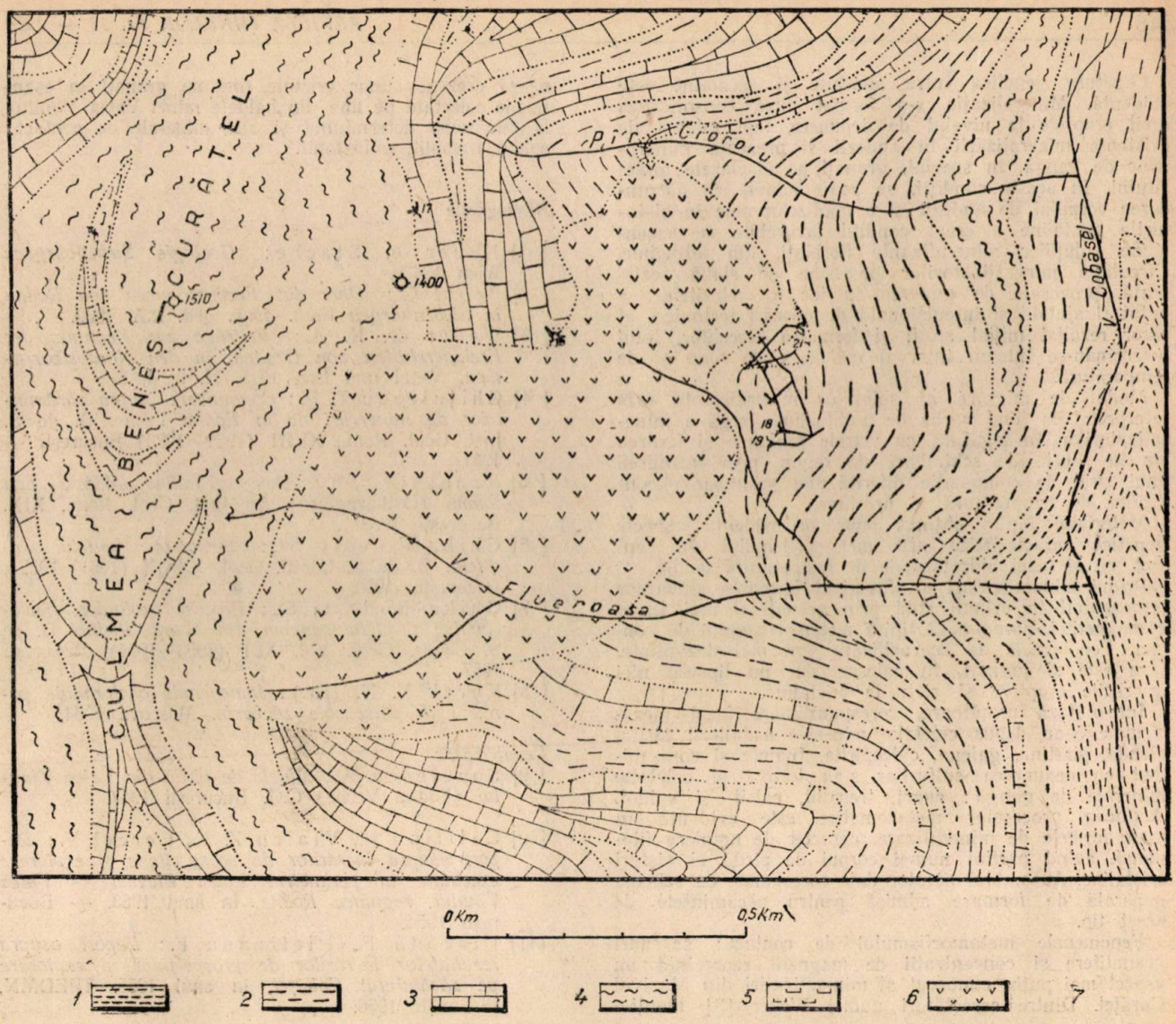


Fig. 10. Schița geologică a regiunii zăcămîntului Cobășel:
1 — șisturi cuarțitice-cloritoase-sericitoase; *2* șisturi cuarțitice-micacee; *3* — calcare; *4* — micașisturi; *5* — șisturi amfibolice; *6* — andezit; *7* — galerii.

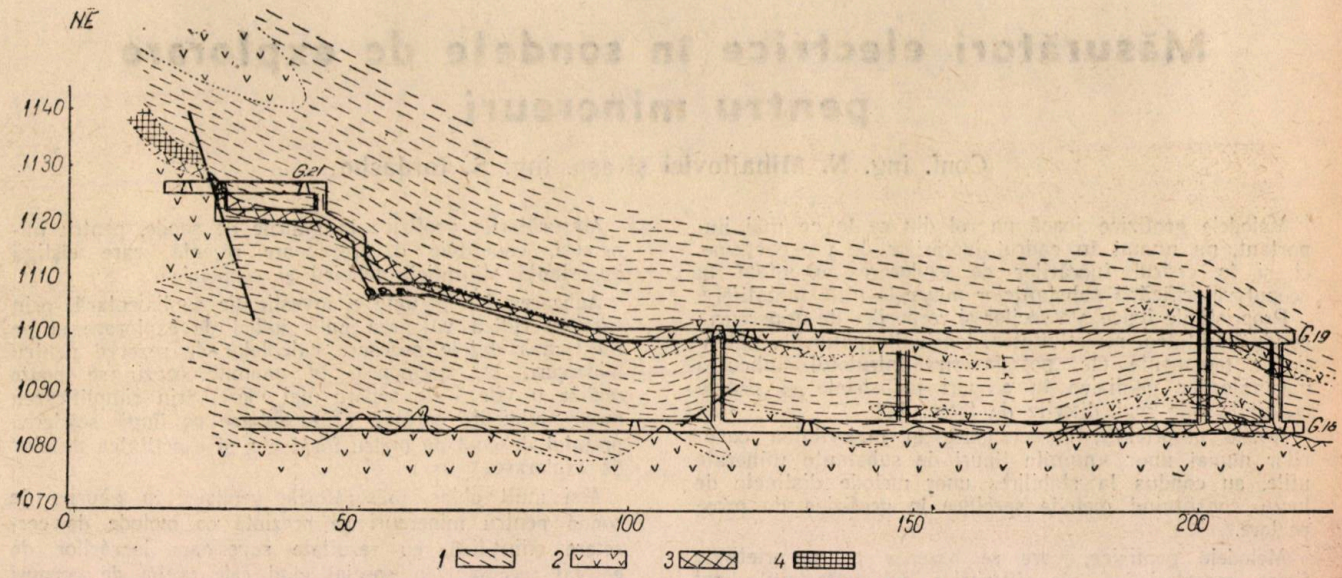


Fig. 11. Profil geologic vertical prin zăcămîntul Cobășel:
1 — șisturi cristaline; *2* — andezit; *3* — mineralizație de pirită; *4* — mineralizație de magnetită.

Legătura genetică între andezite şi zăcămînt este evidentă. Mineralizaţia s-a format după consolidarea rocii eruptive la nivelul de depunere, fapt relevat de existenţa mineralizării în andezit şi prezenţa mineralelor de gangă, în special, granaţi pe diaclazele andezitului. In aceste condiţii, se poate admite că pătrunderea corpului de andezit şi a apofizelor sale în şisturile cristaline a creat condiţii favorabile de ascensiune soluţiilor mineralizante fierbinţi, din adîncime. Circulaţia mineralizatorilor pe zone de slabă rezistenţă, provocate de punerea în loc a andezitelor, a putut fi ajutată şi impulsionată de mişcări tectonice, al căror rezultat iniţial ar fi şi formarea brecciilor, totul petrecîndu-se într-un interval mai larg de timp şi de temperatură.

Modul de migrare al soluţiilor mineralizante este interpretat ca fiind vorba de o difuziune largă a mineralizatorilor, în legătură cu vetrele profunde şi fixarea lor în zonele de schimbare de regim, prin întîlnirea unui strat de compoziţie diferită sau schimbarea condiţiilor de temperatură şi presiune.

Materialul faptic obţinut pune în evidenţă aspecte genetice caracteristice atît metamorfismului de contact, cît şi fazei hidrotermale de temperatură medie.

Primii mineralizatori au favorizat formarea silicaţilor reprezentaţi în primul rînd prin granaţi şi mai tîrziu a magnetitei, parageneză tipică metamorfismului de contact. Fenomenele de scarneificare sînt mai dezvoltate, cum este şi normal, în calcare, dar nu lipsesc nici în rocile eruptive şi şisturile cristaline.

Intr-o fază următoare, corespunzătoare fazei mezotermale, s-au depus celelalte minerale metalice: pirita, blenda, pirotina, galena, calcopirita. Inainte şi concomitent cu depunerea sulfurilor s-au format şi celelalte minerale de gangă: cuarţ, tremolit, calcit şi epidot. Acţiunea proceselor metasomatice este evidentă în toate formele de mineralizare, caracter de umplere filoniană, avînd parţial numai corpul de pirită şi şisturi cristaline. Ansamblul acestor date corespunde cu schema generală de formare admisă pentru zăcămintele de acest tip.

Fenomenele metamorfismului de contact: scarnuri granatifere şi concentraţii de magnetit reprezintă un aspect mai puţin cunoscut al mineralizaţiei din Masivul Curăţel. Dintre cercetători numai Weber [3] menţionează prezenţa unor cristale fine de granaţi în eşantioane colectate pe una din haldele minei Valea Vinului, la microscop determinînd şi alte minerale de contact: epidot, tremolit, wolastonit.

Bibliografie

[1] Hauer u. Stache: *Geologie Siebenbürgens* Wien 1863.

[2] Beust C.: *Über das Erzvorkommen von Rodna in Siebenbürgen Verh. d.k.k. ged.* R.A. 1869.

[3] Weber dr. K. A.: *Beiträge zur Kenntnis der Erzlagerstätten von Oradna, in den Nordostkarpathen.* Metal und Erz, 1915, H. 3, 4, 5.

[4] Ghiţulescu T. P.: *Comunicare asupra zăcămintelor de minereuri de la Rodna Veche.* D. de S. Inst. Geol. Rom., XVIII (1929—1930) Bucureşti — 1931.

[5] Kräutner Th.: *Das cristalline Massiv von Rodna* (Ostkarpathen) An Inst. Geol. Rom., XIX. Bucureşti 1938.

[6] Ghika-Budeşti St.: *Structura Muntelui Curăţelu.* D. de S. Comit. Geol. XXXIX (1951—1952), Bucureşti, 1956.

[7] Ghika-Budeşti St.: *Procese geologice, fizico-chimice şi metalogenetice din Munţii Rodnei* D. de S. Comit. Geol. Vol. XLI (1953—1954), Bucureşti 1957.

[8] Kurek N. N. (p.r.): *Izmenennie okolorudnie porod i ih poiscovoie znacenie.* Moscova 1954.

Nepublicate:

[9] Socolescu M.: *Minele de pirită din Valea Vinului* (Rodna Veche) C.G. Bucureşti 1948.

[10] Catilina R., Vlaicu Z. C., Cercel V.: *Raport asupra lucrărilor de prospecţiune şi explorare executate în perimetrul Valea Blaznei — Valea Vinului, regiunea Rodna,* în anul 1953. — Bucureşti 1954.

[11] Diaconu F., Pietreanu F.: *Raport asupra rezultatelor lucrărilor de prospecţiune şi explorare pe zăcămîntul Cobăşel,* în anul 1955. TPEDMN, Bucureşti 1956.

Măsurători electrice în sondele de explorare pentru minereuri

Conf. ing. **N. Mihailovici** şi asp. ing. **S. Iordache**

Metodele geofizice joacă un rol din ce în ce mai important, nu numai în cadrul lucrărilor de prospecţiune, ci şi în cadrul lucrărilor de explorare, executate în scopul valorificării substanţelor minerale utile metalifere.

Proprietăţile fixice ale rocilor şi corpurilor de minereuri: conductibilitatea, rezistivitatea, tensiunile naturale, potenţialele remanente etc. pot favoriza întrutotul aplicarea măsurătorilor geofizice în scopuri industriale şi pentru condiţiile cele mai diferite de teren. [1]

Aceste proprietăţi, caracteristice în majoritatea cazurilor numai unor anumite tipuri de substanţe minerale utile, au condus la stabilirea unor metode distincte de lucru, constituind metode specifice în geofizica de prospectare.

Metodele geofizice, care se bazează pe proprietăţile fizice caracteristice ale diferitelor substanţe utile pot îngloba atît măsurătorile geofizice de suprafaţă cît şi măsurătorile subterane în găurile de sonde. [1,2,3]

Măsurătorile geofizice în găurile de sonde, pentru minereuri, constituie o preocupare recentă, care cîştigă importanţă ştiinţifică, tehnică şi economică.

Aplicarea lor permite o investigaţie suplimentară, prin care se ridică valoarea unor indici de explorare şi se precizează datele necesare calculelor de rezerve pentru minereuri. De asemenea, în anumite ocazii se poate realiza o viteză de săpare mai mare, prin simplificarea programului de carotaj, asigurîndu-se pe lîngă scăderea preţului de cost pe metru forat etc. şi exactitatea datelor de explorare.

Mai mult chiar, măsurătorile geofizice în găurile de sondă pentru minereuri se prezintă ca metode de cercetare ştiinţifică, cu rezultate superioare lucrărilor de carotaj mecanic, în special cînd este vorba de corpuri de minereu din apropierea găurilor de sondă, care prin carotaj mecanic n-au fost interceptate.

Printre aceste măsurători în găurile de sondă pentru minereuri se pot cita măsurători de rezistivitate [1,2,3,4], măsurători de polarizaţie naturală [6], măsurători radioactive naturale sau provocate şi măsurători electrolitice.

In primele măsurători efectuate în găurile de sondă din sectorul Leşul-Ursului s-au aplicat metoda cîmpurilor electrice naturale şi metoda cîmpului electric provocat de un oxidant rapid (clorură de var). Prin măsurătorile de P.S. cu prize impolarizabile în sonda 11, s-au obţinut anomalii de mărimi foarte pronunţate ca amplitudine, atît pentru minereu şi şisturi cu impregnaţii, cît şi pentru cuarţite negre.

Pentru o interpretare riguroasă a diagramelor trebuiau anulate anomaliile datorite şisturilor grafitoase. In vederea obţinerii unor tensiuni mai pronunţate pentru minereu s-au utilizat cîţiva oxidanţi puternici.

Tensiunile naturale ale şisturilor grafitoase fiind superioare tensiunilor naturale ale minereurilor — chiar printr-o mărime a tensiunilor prin utilizarea oxidărilor rapide pe profilul găurii de sondă — nu s-a putut obţine o diferenţiere a anomaliilor, fapt care permite o interpretare geologică bazată pe corelarea cu o sondă de referinţă.

Interpretarea directă a diagramei P. S. în găurile de sondă, pentru tipul zăcămîntului de la Leşul-Ursului, utilizînd metoda P.S. şi metoda unui oxidant rapid, rămîne aplicabilă în continuare doar pentru experimentare. Metoda va rămîne valabilă cu rezultate categorice pentru prospectarea celorlalte tipuri de zăcăminte de sulfuri complexe — fără şisturi grafitoase în structura lor litologică.

Măsurătorile electrice aplicate în găurile de sondă, bazate pe rezistivitatea diferită a elementelor întîlnite în profilul sondelor, ne-a permis să facem unele interpretări de o justeţe apreciabilă [v. anexa].

Profilul întîlnit în sonda 16 din subteran [5] este constituit din roci porfirogene, şisturi sericitoase, grafitoase şi şisturi cloritoase, care prezintă în general aceeaşi rezistivitate electrică şi o rezistivitate cu totul diferită de cea a minereului compact sau chiar a şisturilor cu impregnaţii.

Această diferenţă de rezistivitate se evidenţiază pe anumite porţiuni din diagramele înregistrate în urma măsurării electrice în sondă.

In profilul electric de la suprafaţă şi pînă la adîncimea de 27,40 m rezistivitatea prezintă aceeaşi valoare. Această uniformitate a rezistivităţii pe profilul sondei ne permite să afirmăm că toată această zonă măsurată are o componenţă mineralogică identică cu aceea a rocilor porfirogene din galerie. Intre adîncimile de 27,40 şi 31,40 m valoarea rezistivităţii scade uşor. Comparînd diagrama măsurătorilor geofizice cu profilul geologic se observă că pe intervalul menţionat s-a întîlnit o zonă de impregnaţii slabe de pirită şi calcopirită, în şisturi sericitoase, formaţiune diferită de precedenta, dar asemănătoare cu cea următoare. Acest lucru face să presupunem că variaţia uşoară a rezistivităţii se datoreşte impregnaţiilor slabe din acest ineterval, sau unui corp de minereu aflat la o distanţă oarecare şi neinterceptat cu sonde.

Valoarea rezistivităţii nu revine la valoarea iniţială a rocilor decît de la 32,25 m.

De la adîncimea de 32,25 m pînă la adîncimea de 72,50 m rezistivitatea îşi menţine o valoare constantă şi de aceeaşi valoare cu rezistivitatea iniţială, cu toate că în acest interval n-am întîlnit strate de componenţă diferită, valorile rezistivităţii prezintă diferenţe insezisabile.

După datele geologice furnizate pe baza carotajului mecanic, această zonă din profilul sondei este constituită din şisturi cloritoase, grafitoase, sericitoase, sericitocloritoase [5].

Intre adîncimile de 72,50 şi 74,40 m valoarea rezistivităţilor indică tendinţa de scădere uşoară şi continuă.

Această variaţie a rezistivităţii se datoreşte, după cum s-a observat din profilul geologic, anumitor impregnaţii ale rocilor cu elemente minerale, în cazul de faţă impregnaţii de pirită.

De la 74,40 m rezistivitatea scade brusc, menţinîndu-se valoarea constantă pînă la adîncimea de 76,35 m, cînd revine brusc la o valoare apropiată de valoarea normală a rocilor de bază.

La adîncimea de 77,50 m rezistivitatea atinge valoarea rocilor de bază.

Această scădere pronunţată a rezistivităţii comparată cu profilul geologic, este datorită minereului compact cuprins între două strate cu impregnaţii foarte slabe 72,50—74,40 m şi 76,35—77,50.

Intre adîncimile de 77,50 şi 95,60 m intervine iarăşi o zonă de rezistivităţi scăzute, asemănătoare cu cele de la gura sondei.

Intre 95,60 şi 98,10 m scăderea rezistivităţii indică o zonă de impregnaţie mai puternică, minereul reprezentînd circa 24% din conţinutul de minereu din prima zonă anomală.

Profilul geologic indică un minereu şistuos cu cuart. Intr-adevăr, cuarţul intervine în compoziţia minereului ca izolant între particulele minerale, în acest caz mărind rezistivităţile complexului respectiv.

Rezistivităţile indicate în diagramă apropiindu-se de valorile rezistivităţilor datorite impregnaţiilor pot produce o eroare de mică importanţă în interpretarea calităţii complexului.

Valoarea rezistivităţii scade mult între 98,10 şi 102,30 m, ceea ce scoate în evidenţă existenţa unui minereu compact, dar de compoziţie diferită pe adîncimea străbătută în timpul măsurătorii, fapt confirmat întrutotul şi de profilul geologic. Pe adîncimile următoare din profilul electric al sondei, între 102,30 şi 104,10 m, procentajul elementului mineral scade faţă de intercalaţia principală, reprezentînd circa 60%, în continuare urmînd o scădere treptată între 104,10 şi 107,80 m, ceea ce ar reprezenta circa 40%.

Rezistivitatea atinge valoarea iniţială între 107,50 şi 112,70 m.

Datele prezentate de măsurătorile electrice şi în această ultimă zonă (102,30 şi 112,70 m) sînt confirmate pe deplin şi de datele geologice, prin indicarea unor şisturi cu impregnaţii şi apoi a rocilor sterile.

In concluzie, se poate spune că:

— măsurătorile electrice în găurile de sondă permit evoluarea unui procentaj de minereu mult mai obiectiv, datorită caracteristicii fizice măsurate integral în pereţii sondei;

— o trăsătură esenţială în măsurătorile electrice în găurile de sondă constă în faptul că datele din măsurători reprezintă rezultatele unei explorări electrice şi în zonele periferice găurilor de sondă, trăsătură de mare importanţă în verificarea şi valorificarea datelor geologice;

— prin măsurătorile în găurile de sondă se completează informaţiile privitoare la prezenţa minereurilor şi la coloana litologică, în general, îmbunătăţind calitatea lucrărilor de prospectare şi explorare a zăcămintelor de minereuri prin foraje.

Bibliografie

[1] Dahnov V. N.: *Interpretaţia rezultatov gheofiziceskih issledovanii razrezov skvajin*, Moscova 1955.

[2] Kubarenko N. K.: *Oţenka udelnovo soprotivlenia plastov v zonah ecranirovania.* Rasvedocinaia i promîslovaia gheofizica 16 — 1956.

[3] Litvinov S. E., Arharov L. V.: *Promîslovaia gheofizika*, Gostoptehizdat, 1954.

[4] Petrovski A. A., Nesterov L. I.: *Prospecţiuni electrice în curent continuu.* Gheolghiz 1932.

[6] Semenov A. S.: *Explorarea electrică după metoda cîmpului electric natural.* Leningrad, 1955.

[5] Popa I., Scurtu Gr. ş.a.: *Raport asupra lucrărilor de prospecţiune de la Leşul Ursului* — 1957.

LEFORDITVA
606/53

Prospecțiuni radiometrice utilizate în interpretări geologice

Prof. ing. **M. Socolescu**, ing. **Iordache Simion**, ing. **Mirică Gheorghe**

Cercetările mineralogice ale rocilor și zăcămintelor de substanțe minerale utile au arătat că în natură mineralele formează asociații regulate [asociere de minerale (V. M. Severghin 1789)],sau parageneza mineralelor (Breithaupt 1849) sau parageneze ale elementelor (Vernadski, 1909), termene care cuprind sfere de noțiuni tot mai largi, contribuind la cunoașterea profundă a elementelor noi.

In baza noilor metode de cercetare (spectrale, radiochimice, polarografice etc.) s-a introdus în știință și noțiunea de element dispers, ca proprietate generală a elementelor din natură.

Elementele care au atomii în stare de dispersie nu formează minerale de sine stătătoare (radiu, iridiu etc.), spre deosebire de elementele a căror atomi se pot concentra formînd concentrații de minerale.

In felul acesta se poate vorbi de:

1. asociații de elemente în stare de dispersie și
2. asociații de elemente în stare de concentrare.

Asociațiile de elemente disperse formează „fondul natural" care cuprinde majoritatea elementelor cunoscute.

Pe acest fond se inserează concentrații cantitativ și calitativ diferite.

In marea majoritate a cazurilor, asocierea în stare dispersă se poate datora cîtorva cauze:

1. solubilitatea tuturor elementelor;

2. formarea rocilor și a mineralelor (topiturile magmatice, diferențieri incomplete, soluții solide, dispersări coloidale, condiții metamorfice de suprafață etc.) (v. Teoria seriilor izomorfe, 1910, V. I. Vernadski);

3. transformarea nucleară a atomilor care provoacă trecerea unor elemente spre alte elemente (stabile și instabile) și transformarea cunoscută sub numele de dezintegrarea elementelor (radioactive), în izotopi, constituie probleme actuale de studiu în fizica nucleară;

4. tensiunea vaporilor anumitor elemente (mercurul, gazele inerte);

5. microorganisme.

Asociațiile naturale concentrate sînt mai restrînse, datorită anumitor proprietăți fizico-chimice: energia rețelei cristaline, concentrația componenților, volatilitatea combinațiilor etc.

Din seria elementelor chimice, elementele radioactive se pot întîlni fie în asociații disperse formînd „cîmpuri normale", fie împreună cu elemente rare, fie cu elemente din minereuri metalifere.

Proveniența acestor elemente poate fi căutată fie în seria proceselor magmatice (rocile de protocristalizare), unde se găsesc ca elemente accesorii, fie în procesele pegmatitice, și hidrotermale [5] unde iau parte ca elemente normale (Fersman). In general, conținutul maxim al elementelor radioactive în scoarță se cuprinde în procentajele: 10^{-10}% Ra, $1-5.10^{-4}$% U, $n.10^{-4}$% Th și 2,5% K [4].

Conținutul mediu de uraniu, radiu, toriu, stabilit în ultimii ani pentru roci magmatice și sedimentare este următorul:

	După Klark și Washington 1924	După Fersman (1933–1939)	După Vinogradov (1049)
Uraniu	$8 \cdot 10^{-3}$	$4 \cdot 10^{-4}$	$3 \cdot 10^{-4}$
Radiu	$3 \cdot 10^{-10}$	$2 \cdot 10^{-10}$	$1 \cdot 10^{-10}$
Toriu	$2 \cdot 10^{-3}$	$1 \cdot 10^{-3}$	$8 \cdot 10^{-4}$
Kaliu	2·40	2·35	2·60

Asupra scăderii răspîndirii elementelor radioactive în adîncime se pot face numai ipoteze.

In ceea ce privește răspîndirea elementelor radioactive pe geosferă s-au stabilit următoarele procentaje:

	Ra%	U%	Th%	Th/U%
Granit	$1{,}2 \cdot 10^{-10}$	$3{,}6 \cdot 10^{-4}$	$1{,}2 \cdot 10^{-3}$	3,3
Bazalt	$0{,}3 \cdot 10^{-10}$	$0{,}9 \cdot 10^{-4}$	$0{,}4 \cdot 10^{-3}$	4,4
Peridotit	$0{,}01 \cdot 10^{-3}$	$0{,}03 \cdot 10^{-4}$		

Datorită uraniului care se poate găsi în roci sub o formă ușor solubilă, se pot crea fonduri naturale în roci, care pot fi diferite, în diferite medii geologice.

Totuși, problema caracterului distribuției elementelor radioactive dispersate în minereuri și roci prezintă o problemă actuală de mare importanță geofizică, problemă care pînă în momentul de față nu a fost lămurită complet.

Studierea elementelor din seria uraniu-radiu din asociațiile disperse din natură (adică a fondurilor naturale ale rocilor) și a concentrațiilor lor specifice permite dezvoltarea unor serii întregi de cercetări geologice, bazate pe măsurători radiometrice.

In consecință, prin măsurătorile radiometrice de precizie se poate trece la stabilirea unei metode științifice de cercetare geologică de suprafață și în subteran, pentru:

1 stabilirea radioactivității specifice rocii.

2. documentarea asupra tălpilor galeriilor noi străbătute;

3) documentarea asupra galeriilor vechi armate sau chiar nearmate;

4) stabilirea distribuției mineralizării corpului de minereu etc.

De altfel, determinarea uraniului în diverse minereuri, ca și măsurarea mărimii fondului natural (a radioactivității specifice a rocii), a formatpreocuparea de bază a multor cercetători [2].

In U.R.S.S., V. I. Baranova și I. I. Saschina au stabilit metoda de determinare a uraniului din minereurile echilibrate, V. Z. Sasckin, metoda de determinare a uraniului din minereurile neechilibrate, pentru ca, în același timp, Tommeret (Franța) și Lapoint (Canada) să utilizeze aceleași metode și în același timp. G. Eiholț și un grup de colaboratori din Canada perfecționează me-

toda de măsurare a radiaţiilor gama cu ajutorul unui scintilator cu cristal.

In ajutorul rezolvării unor asemenea probleme, G. S. Smirnov [3] indică o serie de valori ale activităţii în gama (microröntgen/oră) a elementelor radioactive dispersate în masa unor roci :

granit—granodiorit	— 10—25 (rar 35 mkr/h.
granit porfiric	— 15—56
Sienit nefelinic	— 30—40 mkr/h.
Diorit	— 8—15
Bazalt	— 8—15
Calcar	— 0— 5
Sist	— 8—15
Gneis	— 3—25

In vederea interpretării geologice a fondului natural radioactiv s-a făcut o aplicare rigûroasă a măsurătorilor radiometrice, într-o serie de galerii din zăcămîntul de la Ocna de Fier.

Interpretarea geologică a datelor radiometrice obţinute prin măsurători a putut fi confirmată de datele geologice.

Stabilirea fondului natural al radioactivităţii specifice a diverselor tipuri de roci dintr-o regiune de cercetare geologică permite aplicarea metodei de interpretare a datelor radiometrice pentru :

— stabilirea delimitărilor formaţiunilor geologice din zona cercetată ;

— identificarea formaţiunilor din profilul galeriei sau a formaţiunilor superficiale ale solului (mai ales cînd solul este de grosimi reduse), prin interpretarea datelor măsurătorilor radiometrice ;

— documentarea asupra profilului litologic din tălpile galeriilor noi, precum şi din pereţii galeriilor vechi armate, s-au chiar nearmate ;

— stabilirea unor linii tectonice din zona cercetată (falii, fracturi etc.).

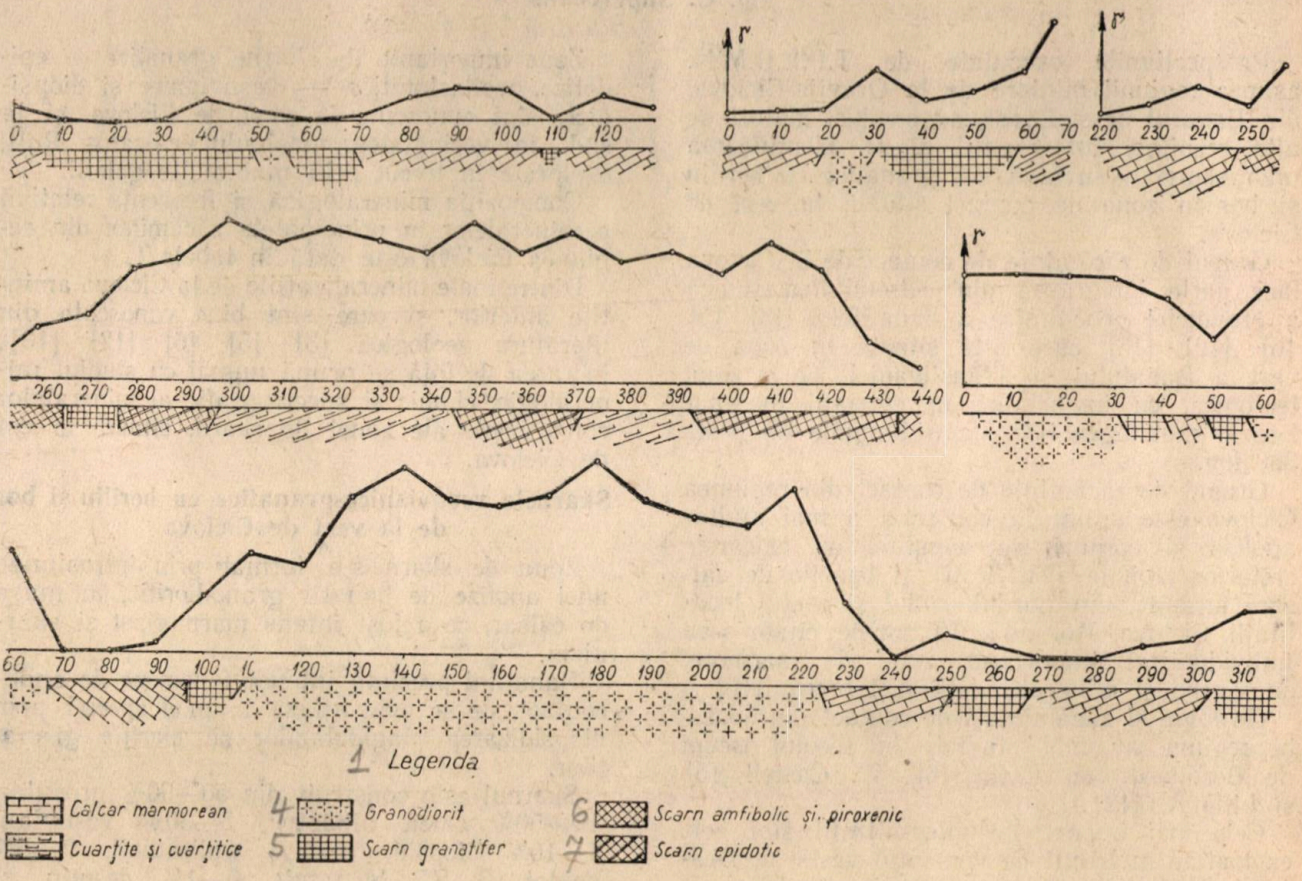


Fig. 1. Profile radiometrice. Ocna de Fier — galeria Maria Hillf.

Prin măsurătorile radiometrice efectuate în galerii (pe talpă, pereţi laterali şi tavan) s-au putut stabili o serie de valori ale cîmpului natural al diverselor tipuri de roci, care apar în profilul galeriei (fig. 1).

Pentru calcare jurasice	— 0 — 6 — 7	microröntgen/h.
skarn granatifer	10—30	„
şisturi cuarţitice	54	„
skarn granatifer	ccca 50	„

Valorile întîlnite apar ca valori specifice tipurilor de roci, fapt care ne poate conduce uşor la o interpretare geologică a datelor de măsurători radiometrice.

Scăderile valorilor ridicate către valori minime ne duc la concluzia că în imediata apropiere trebuie să apară formaţiuni cu intensităţi de radiaţie slabe (cum este trecerea de la şisturi la calcare) sau de la valoarea ridicată a granodioritului la scarn (a se vedea profilul transversal).

Bibliografie

[1] Saukov A. A.: *Geochimia.*
[2] Baranov: *Radiometria,* 1955.
[3] Smirnov G. S.: *Aero-gamma-poiski mestorojdenii urana,* din volumul „Radiometriceskie metodî poiskov i razvedki uranovîh rud". Gosgeoltehizdat, 1957.
[4] Nikonov A. I.: *Radioaktivnosti zemnoi kori ;* din volumul „Radiometriceskie metodî poiskov i razvedki rud".
[5] Betehtin A. G.: *Curs de mineralogie,* Ed. Tehnică, 1953.
[6] Mirică Gh.: *Raport asupra măsurătorilor radiometrice de la Ocna de Fier,* 1957.
[7] Cotublea St., Mirică Gh., Gherase I., Stănescu N.: *Raport geologic asupra lucrărilor de la Ocna de Fier* — 1957.

Skarne vesuvianice și granatice cu conținut de beriliu și bor în zăcămîntul de contact de la Ciclova — Banatul de sud-vest —

Ing. C. Superceanu

Prospecțiunile executate de T.P.E.D.M.N. asupra regiunii miniere de la Oravița-Ciclova, din Banatul de sud-vest, au condus, alături de alte rezultate interesante, și la identificarea unor skarne vesuvianice și granatice cu beriliu și bor în zona de contact situată la vest de Ciclova.

Grupul de zăcăminte de contact de la Ciclova face parte integrantă din extremitatea sudică a provinciei geochimice a banatitelor [3] [5] [6] [12] [16] care este situată în zona de vest a Banatului și Transilvaniei, pe o zonă tectonică, cu importante manifestații magmatice și metalogenetice, cu o lungime de peste 300 km.

Grupul de zăcăminte de contact din regiunea Ciclova este situat la contactul a mai multor apofize și corpuri de banatite, cu calcarele cretacice recifale (Tip Roll) și benzile de calcare jurasice, din nordul, sudul și vestul localității Ciclova Montană. In zonele citate s-au individualizat importante zone de marmore, de skarne și mineralizazații metalifere. [16]

Geologia și zăcămintele de contact din această regiune au fost studiate în secolul trecut de Bernhard von Cotta [6], W. Castell [5] și Liffa A. [12].

Cele mai importante mineralizații sînt cele exploatate în trecut pe versantul vestic al Dealului Vadarna. Aceste corpuri cilindrice cu aspect de hornuri au fost constituite din mispichel aurifer, calcopirită, tetraedrit, bornit, blendă, galenă, scheelit, bismutină, tetradimit, etc. în skarne granatice wollastonitice și tremolitice [3] [6] [12] [16].

Pe versantul vestic al Dealului Vadarna sînt localizate o serie de mineralizații de plumb — zinc — cupru — argint în calcare granatice și epidotice.

Alte mineralizații sînt reprezentate prin zone de impregnație de calcopirită, tetraedrit, bismutină, bornit, tetradimit, mispichel, în calcare metamorfozate și skarnizate.

In masivul calcaros, ce străjuește la sud localitatea Ciclova, sînt situate mineralizații cuprifere în skarne wollastonitice.

Zone importante de skarne granatice — epidotice, wollastonitico — vesuvianice și diopsidice, sînt cunoscute la vest de Ciclova și la sud, în vecinătatea masivului calcaros Roll, explorate în trecut prin mai multe galerii.

Compoziția mineralogică și frecvența relativă a mineralelor în principalele zăcăminte din regiunea Ciclova este dată în tabela 1.

Dintre toate mineralizațiile de la Ciclova amintite anterior, și care sînt bine cunoscute din literatura geologică [3] [5] [6] [12] [13], lucrarea de față se ocupă numai cu studiul mineralogic, chimic și spectrografic al mineralelor constituente ale zonei de skarn, situată la est de Ciclova.

Skarnele vesuvianice-granatice cu beriliu și bor de la vest de Ciclova

Zona de skarn s-a format prin intrusiunea unei apofize de banatit granodioritic, în masa de calcar, ce a fost intens marmorizat și skarnizat.

Banatitul prezintă intense fenomene de endocontact, ce se evidențiază în mod special prin diopsidizarea plagioclazilor și apariția granaților.

Skarnul este construit din 50—90% grosular, 10—50% calcit albastru, 5—30% vesuvian, 1—10% diopsid, 1—5% wollastonit, 0—5% epidot, 0—5% bustamit, 0—1% desmin și extrem de sporadic apatit, fluorină, scheelit, calcopirită, pirită, calcosină și malahit. Conținuturile în BeO ale vesuvianului sînt variabile, iar în grosular, diopsid și epidot Be și B s-au determinat numai spectrografic.

Raportul dintre componente variază în limite largi, în funcție de cantitatea de minerale de skarn, ce s-au individualizat în masa calcitei. In general însă predomină un skarn granatic cu 60—70% grosular.

Macroscopic skarnele studiate apar foarte deschise la culoare și foarte decorative în sensul că grosularul e galben ca mierea, pînă la galben de sulf, calcita e albastră, vesuvianul brun și verde, wollastonitul alb și bustamitul roz.

De altfel mineralele de skarn de la Ciclova sînt clasice şi bine cunoscute în literatura geologică; remarcabile sînt lucrările lui E. Döll (1874) şi A. Koch (1924) [7, 10] asupra vesuvianului, ale lui F. Beudant (1829) şi M. Barnic (1935) [4, 1] asupra wollastonitului şi granatului, etc.

In cele ce urmează vom da o succintă descriere mineralogică şi paragenetică a principalelor minerale de skarn, însoţită de analizele chimice, microchimice şi spectrografice.

VESUVIANUL — $Ca_{10}(Mg,Fe)_2Al_4/(OH)_4/(SiO_4)_5$ $(Si_2O_7)_2$/ — din skarnele de la Ciclova este bine cunoscut şi descris în literatura mineralogică [7] [10] [16].

Caracteristici cristalografice. Cristalele de vesuvian cu conţinut de beriliu şi bor, sînt de culoare verde, galben-verzui şi brune, avînd habitusuri prismatice — bipiramidale, formele predominante şi caracteristice fiind (100) (110) (111) (001). Feţele prismatice prezintă striaţiuni verticale întrerupte, care sînt caracteristice pentru vesuvian. Cristalele idiomorfe au dimensiuni între 1—5 mm. Concreşterile de cristale imperfect dezvoltate, aglomerate şi concrescute cu puţin grosular şi diopsid, pot însă ajunge la zeci de cm. Multe cristale prezintă clivaj imperfect după feţele prismatice (100) şi (110) (Fig. 1, 2, 3, 4, 5, 7, 8, 9, 10).

Cristalografia vesuvianului de la Ciclova a fost excepţional studiată de Al. Koch în 1924.

Generaţii de vesuvian. Studiul lui a permis stabilirea a două generaţii de vesuvian şi anume:

— Vesuvîan I, de culoare brună, ce în general formează mase compacte (Vesuvianfeles), mai rar cristale idiomorfe (1—5 mm), intim asociat cu grosularul şi cu resturi de calcită albastră. Striaţiunile vesuvianului brun ce se închid în forme de romburi sînt întotdeauna bine vizibile.

In această generaţie de vesuvian, s-a identificat spectrografic Be, B, Mn, Ce, Ti, Sn, Ni, Cu. fiind individualizată în faza contact-pneumatolitică.

— Vesuvian II, de culoare verde deschis, verde saturat, galben-verzui şi galben-maroniu, care formează în special cristalite idiomorfe cu formele (100) (110) (111) (001), individualizate ulterior în geodele skarnului granatic — vesuvianic, fiind asociat cu cristale de diopsid verde, agregate aciculare de wollastonit şi bustamit, cristale prismatice galbene de epidot, agregate fibroase roze de desmin şi extrem de rar cristalite de analcim, apofilit, scheelit şi apatit.

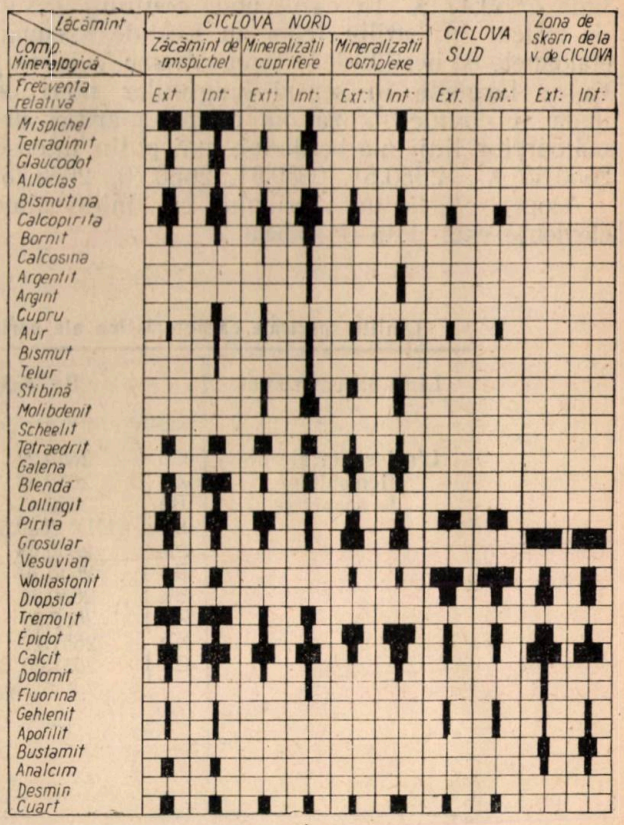
Această parageneză în care predomină mineralele hidratate ne permite să stabilim că individualizarea vesuvianului II s-a făcut într-o fază ulterioară pneumatolitică — hidrotermală.

Paragineze identice asemănătoare însă de origine fumerolină au fost semnalate şi în craterului Vezuviului, Monte Somma, Islanda etc.

Numeroase cristalite verzi de vesuvian II sînt înglobate în calcita albăstruie de contact, asociate în special cu diopsid şi wollastonit.

Pseudomorfoze de diopsid după vesuvian, şi vesuvian după grosular şi calcită sînt destul de frecvent întîlnite. [7]

Tabela 1



Greutatea specifică a cristalelor de vesuvian, care au fost supuse ulterior analizelor chimice şi spectrografice, variază între 3,35 şi 3,41.

Compoziţia chimică a cristalelor de vesuvian de la Ciclova care este redată în tabela 5 este variabilă; astfel conţine 34,56—36,30% SiO_2; 37,56—38,43% CaO; 3,3—4,6% MgO; 15,3—16,6% Al_2O_3; 2,9—4,1% Fe_2O_3; 0,2—1,62% FeO; 0—0,2% MnO şi de la urme pînă la 2,12% BeO (tabela 5).

Analiza spectrografică a fost executată asupra unei serii de cristale de vesuvian, de cele mai diferite forme, habitusuri, dimensiuni, culoare şi parageneze. In afară de elementele constitutive (Si, Ca, Al, Mg, Fe) se remarcă în special beriliul şi borul, care apar destul de frecvent în cristalele de vesuvian verzi şi brune (tabela 4).

BERILIUL a fost identificat în domeniul 2470—3500 Å ,cu ajutorul unui spectrograf ISP-28, atît în arc cît şi în spectrul de scîntei, unde prezintă următoarele linii:

2494,56 Å	I	(7)	2650,70	I	
2494,58	I	(7)	2650,87	II	(10)
2650,47	I	(9)	3131,07	II	(10)
2650,55	I	—	3321,01	I	
2650,61	I	—	3321,09	Ir	(7)
2650,64	I	—	3321,34	I	(8)

Determinarea spectrografică a beriliului a fost executată după perechea de linii 3131,07 şi 3130,40, care sînt cele mai intense şi care apar în general la un conţinut de 0,001% Be.

Determinarea cantităţilor reduse ale acestui element se poate face de asemenea uşor şi după linia 2650,47 Å. În cazul unui conţinut destul de ridicat în beriliu (cum au fost de exemplu etaloanele de beriliu de la Teregova sau Veislova) ea se lărgeşte în sensul lungimilor mari de undă şi devine difuză din cauza apariţiei următoarelor linii ale beriliului, mai puţin intense 2650,55 Å , 2650,61, 2650,64, 2650,70, 2650,78.

Acoperirea liniilor beriliului cu liniile altor elemente este dată de tabela 2.

Suprapunerea liniilor analitice ale borului cu liniilor altor elemente este arătată în tabela 3.

FOSFORUL a fost identificat în cîteva cazuri în vesuvianul verde după linia de 2535,05 Å. Prezenţa fosforului se datoreşte probabil unor incluziuni microlitice de apatit.

MANGANUL s-a identificat în special în varietăţile închise (brune) de vesuviani după liniile 2794,82 şi 2801,06 Å.

Manganul (Mn^{+2} Ri = 0,80 Å) substituie isomorf fierul (Fe^{+2} Ri = 0,74 Å).

TITANUL de asemenea a fost identificat în varietăţile verzi şi brune de vesuvian după liniile 3186,45 şi 3191,99 A. Analog manganului, titanul (Ti^{+4} Ri = 0,68 A) substituie în acest caz isomorf fierul (Fe^{+2} R_i = 0,74 Å).

Tabela 2

Liniile spectrale caracteristice ale beriliului şi liniile de acoperire ale altor elemente

Linii caracteristice	Be 2650,47 Å			Be 3130,42 — 3131,07 Å		
Linii spectrale ale elementelor de acoperire	Co I	2650,27	(4)	Zr II	3129,76	(8)
	Zr II	2650,38	(6)	Zr I	3130,06	(7)
	Be I	2650,47	(9)	Mo	3130,66	(3)
	B I (III)	2650,55—91—64		V II	3130,27	(6)
	Mo	2650,68	(3)	Be II	3130,42	(10)
	Be I	2650,70		Ta	3130,58	(4)
	Be I	2650,73		Nb	3130,79	(8)
	Pt I	2650,86	(7)	Ti II	3130,80	(6)
	Nb	2651,12	(4)	Be II	3131,07	(10)
	Ge I	2651,00		Zr I	3131,11	(5)
				Mg I	3131,55	(1)
				Mg II	3131,83	(5)
				Cr II	3132,06	(7)
				Zr II	3132,06	(7)
				Zr II	3132,07	(6)

BORUL apare mult mai rar decît beriliul şi în cantităţi foarte reduse. În domeniul spectral 2470—3500 A, borul este reprezentat prin două linii: B 2496,78 (I) (7) şi B 2497,73 (I) (8).

Întrucît aceste două linii, care sînt foarte sensibile, apar aproape permanent şi în electrozii de cărbune pur (T-1 şi T-2), indentificarea borului în vesuvianele cercetate a fost mult îngreunată şi din această cauză am fost obligaţi să utilizăm electrozi de argint şi de cupru.

Totuşi liniile B 2496,78—2497,73, menţionate, constituie un grup de linii foarte caracteristice, permiţînd determinarea borului.

Tabela 3

Liniile analitice caracteristice ale borului identificate în vesuvian şi liniile de acoperire ale altor elemente

Linii caracteristice	B 2496,78 — 2497,73 Å					
Linii spectrale ale elementelor de acoperire	Cr Ir	2496,31 Å	(4)	Fe	2496,49	(2)
	Zr II	2496,48	(3)	B I	2497,73	(8)
	Fe	2496,53	(4)	Fe II	2497,82	(2)
	B I	2496,78	(7)	Ge I	2497,96	(1)

LITIUL a fost determinat în vesuvianul galben şi verde, în 3 probe, după linia specifică 3237,61 Å.

CROMUL este un microelement permanent în toate vesuvianele mai ales în cele verzi. Linia 2843,25 după care a fost determinat a fost însă foarte slabă.

CERIUL (Ce^{+4} Ri=0,92 Å), STRONȚIUL (Sr^{+2} Ri=1,12 Å) și YTTRIUL (Y^{+3} Ri=0,92 Å) înlocuiesc isomorf-entrocriptic în cantități minimale (sub 0,001%), calciul (Ca^{+2} Ri=0,99 Å), fiind identificate după liniile caracteristice Sr3380,71 A, Ce 3103,38 — 3201,71 și Y 3210,68 Å.

La identificarea ceriului apar dificultăți, din cauza lipsei de contrast a liniilor și din cauza suprapunerii cu benzile cianului și liniile fierului. Din această cauză liniile au fost verificate efectuînd spectrograma cu electrozi de argint. De menționat că numai două probe de vesuvian din seria de cristale analizate au prezentat un conținut sezisabil (C < 0,001%) de ceriu și yttriu.

STANIUL și NICHELUL apar ca urme în vezuvianul I (brun). Conținuturi de Sn au mai fost semnalate în vesuvianele din zăcămintele de contact de la Pitkäranta (U.R.S.S.) și Franklin Furnace (S.U.A.).

CUPRUL, care s-a reperat ca urme după linia 3247,54 A ce provine din impurități de malahit sau calcopirit.

CONȚINUTUL ÎN BERILIU al cristalelor de vesuvian, de habitusuri, generații, culori și parageneze diferite a fost identificat prin: analiza spectrografică și analiza chimică cantitativă și prin analiza microchimică.

— Prin analiza spectrografică calitativă și semicantitativă s-a identificat în cca. 50% din cristalele studiate prezența beriliului prin liniile caracteristice Be 3131,07—3130,42—2650,47 Å. Ca etaloane s-au utilizat BeO puriss, Merck și beriliu natural din pegmatitele de la Teregova și Voislova din Banatul de est. Metodologia analizei spectrografice și discuția rezultatelor s-a schițat mai sus.

— Analiza cantitativă a cristalelor de vesuvian, executată prin metoda cu alizarină, asupra diferitele varietăți de vesuvian a dat conținuturi între 0,01 și 2,12% BeO.

Conținuturile în beriliu ale vesuvianelor sînt variabile între urme și 2,12% BeO, în funcție de parageneză și habitus.

Prin analiza microchimică, beriliul s-a identificat cu hidro-oxalat de potasiu, care dă complexul $K_2Be(C_2O_4)_2$ ce formează microcristale prismatice și cu aspect ovoidal, cu malonat de K, ce formează $CH_2(COO)_2Be$ prisme rombice și cu acetatul de sodiu și uranil ce dă complexul $NaBe(HO_2)_3(CH_3.COO)_9.6H_2O$ ce formează cristale romboedrice alb-gălbui.

GEOCHIMIA BERILIULUI DIN VESUVIAN. Cercetările asupra conținuturilor de beriliu ale vesuvianului — $Ca_{10}(Mg,Fe)_2\ Al_4/(OH)_4/(SiO_4)_5\ (Si_2O_7)_2/$ și a celorlalte minerale de skarn, corelate cu literatura de specialitate din străinătate, au condus la concluzia, că conți-

Tabela 4

Analiza spectrografică a vesuvianului verde (cristale idiomorfe de 2—3 mm) de la Ciclova

	Conținutul obținut prin analiza spectrografică semicantitativă	Element	Raza ionică R_i · Å	Linii spectrale caracteristice λ Å	Poziția geochimică a elementului
Grupa I Elemente constitutive	C > 10%	Siliciu	Si^{+4} 0,42 Å	2516,12 2881,58 2506,9 2516,12	Elemente constitutive ale mineralului
		Calciu	Ca^{+2} 0,99 Å	3158,87 3179,33 3181,27	
		Aluminiu	Al^{+3} 0,51 Å	3082,16 3092,71	
Grupa II Elemente accesorii	1% < C < 10%	Magneziu	Mg^{+2} 0,66 Å	2795,53 2802,09 2852,13	Izomorf cu Ca
		Fier	Fe^{+3} 0,64 Å	2598,37 2590,40	
Grupa III Microelemente	0,1% < C 1%	Beriliu	Be^{+2} 0,35 Å	3131,07—3130,42—2650,47	Izomorf endocriptic cu $(SiO_4)^{-4}$
		Bor	B^{+3} 0,23 Å	2496,78—2497,73	
		Fosfor	P^{+5} 0,35 Å	2535,65	
		Mangan	Mn^{+2} 0,80 Å	2794,82 2801,06	Izomorf cu Fe
		Titan	Ti^{+4} 0,68 Å	3186,45 3191,99	Izomorf cu Fe
		Sodiu	Na^{+1} 0,97 Å	3302,32—3303	—
		Potasiu	K^{+1} 1,33 Å	3446,72	—
Grupa IV Microelemente	0,01% < C < 0,1%	Litiu	Li^{+1} 0,68 Å	3232,61 Å	—
		Crom	Cr^{+3} 0,63 Å	2843,25	—
		Stronțiu	Sr^{+2} 1,12 Å	3380,71	Izomorf cu Ca
Grupa V Microelemente	0,001% <C<0,01%	Staniu	Sn^{+4} 0,71 Å	3034,12 3175,02	—
		Nichel	Ni^{+2} 0,69 Å	3050,82—3414,76	—
		Ceriu	Ce^{+4} 0,94 Å	3103,38—3201,71	Izomorf cu Ca
		Yttriu	Y^{+3} 0,92 Å	3210,68	—
		Cupru	Cu^{+2} 0,72 Å	3247,54	Incluziuni mecan.

Tabela 5

Compoziţia chimică a cristalelor de vesuvian pur (de culoare verde şi brună) şi a skarnelor vesuvinice de la Ciclova (Banat) în comparaţie cu cîteva analize de vesuviane speciale (cu Be, B, Ti, F, Mn, Cr) din zăcămintele din străinătate

Zăcămînt	Vesuvian din skarnele de la vest de Ciclova (Banat)					Statele Unite New Jersey		U. R. S. S.		Italia Vezuviu Monte Somma	Suedia		R. D. G.	Silezia
						Franklin Furnace	Sterling Hill	Vilui Iacuţia	Ural Vesuvian Cromifer		Harsting Pajsberg	Soudland Telenarken	Johnsberg Jordanmühl	Tschammensdorf (v. titanifer)
Culoarea	verde	brun	galben verzui	Skarn vesuvianic compact vesuvian-fels	Skarn V+G	brun	brun	verde-brun	verde smaragd	verde	roşu	albastru	roşu	brun
Compoziţia%														
SiO_2	36,30	35,67	34,56	35,67	34,65	30,1	35,60	37,82	20,15	37,42	35,16	36,80	36,00	35,62
TiO_2	0,12	0,23	spectr.	—	—	—	—	0,42	2,89	0,22	—	—	—	1,80
ZrO_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,06	—	—	0,12	—
Al_2O_3	16,59	15,29	16,50	15,29	17,38	13,5	14,12	16,40	12,10	16,02	14,20	15,18	16,88	16,50
B_2O_3	spect.	spect.	—	spect.	—	?	?	2,81	0,50	0,42	—	—	—	0,50
Fe_2O_3	3,65	4,10	3,30	3,61	2,94	4,6	4,82	7,15	6,18	3,95	6,12	4,20	2,15	4,16
Cr_2O_3	spect.	spect.	—	spect.	—	—	—	0,42	24,50	0,06	—	—	—	—
Ca O	38,43	37,56	38,10	37,56	41,07	35,18	36,15	37,20	20,80	36,60	26,18	35,10	—	36,66
Be O	0,73	2,12	0,35	1,05	0,27	9,21	5,62	?	—	?	—	—	35,85	—
Mg O	4,58	3,63	4,30	3,63	3,30	4,12	5,21	6,15	4,15	3,10	6,12	4,80	6,20	4,12
Mn O	0,12	0,20	spect.	0,18	0,08	—	—	0,81	2,05	—	12,49	1,18	3,23	2,01
Fe O	1,14	1,62	0,18	0,46	0,14	2,61	1,86	2,14	4,6	1,12	—	—	0,12	—
Sr O	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
P_2O_5	0,56	0,48	spect.	spect.	spect.	—	—	—	2,50	0,46	—	—	—	—
K_2O	0,62	0,50	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Na_2O	0,81	0,46	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
F_2O	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,85	—	—	—	—
Li_2O	spect.	spect.	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sn	spect.	—	spect.	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Y	spect.	spect.	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cu	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,70	—	—
Ni	spect.	spect.	—	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Ce	spect.	—	spect.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

nutul de beriliu provine prin substituţia în reţea a grupului $(SiO_4)^{-4}$ (Ri=2,90 Å) prin grupul $(BeO_4)^{-6}$ (Ri=2,90 Å) (tabela 6).

Această înlocuire apare în general prin procesele de desilicifiere avansată ale rocelor granitice şi granodiorite, la contactul cu formaţiuni sedimentare calcaroase şi dolomitice. Excesul de calciu, asimilat în skarne silico-calcaroase şi magneziene, provoacă fenomenul de desilicifiere şi deci de concentrare a BeO în mineralele de skarn.

Se vede deci că beriliul care de obicei migrează şi se concentrează în faza pegmatitic — pneumatolitică a magmelor granitice [cu formare de beril $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$] poate migra şi concentra şi în faza contact-pneumatolitică în mineralele de skarn, sub formă de vesuvian berilifer $Ca_{10}(Mg,Fe)_2Al_4(OH)_4/(BeO_4)(SiO_4)_4.(Si_2O_7)_2/$, sau grosular, epidot, diopsid, tremolit sau chiar wollastonit berilifer.

În zonele de desilicifiere şi de contact ale rocelor granitice, în general grupul $(SiO_4)^{-4}$ este înlocuit prin $(BeO_4)^{-6}$, $(BO_3)^{-3}$, $(AlO_3)^{-3}$, $(BeO_4)^{-6}$ şi $(PO_4)^{-3}$, dînd naştere la o serie de roce şi minerale desilicifiate, corindon etc., extrem de interesante.

Prin desilicifierea rocelor alcaline grupul $(SiO_4)^{-4}$ este înlocuit prin $(TiO_4)^{-4}$, $(ZrO_4)^{-4}$ $(PO_4)^{-3}$ dînd mineralele şi rocele caracteristice seriilor de roce alcaline din tundra Chibina (Pen. Kola U.R.S.S.), Miask (Ural), etc.

În sfîrşit la rocele bazice, şi la vesuvianele şi granaţii genetic legate de ele apare fenomenul de substituţie al grupului $(SiO_4)^{-4}$ prin $(MgO_4)^{-6}$, $(CrO_4)^{-2}$, $(PO_4)^{-3}$ (spre ex. vesuvianele, granaţii (uvarovit) şi diopsidele cromifere din Ural, Bushveld, Barbetown, etc.).

Primele conţinuturi de beriliu în vesuvian au fost semnalate de Palache şi Bauer, în skarnele zăcămintelor (de zinc) de contact de

la Franklin Furnace şi Sterling Hill (New Jersey, Ogdensburg, SUA).

Cristalele de vesuvian brun din aceste zăcăminte de contact conţin pînă la 10% BeO, deci se apropie de conţinutul în BeO al berilului (12—14% BeO). Acest minereu conţine 40% franklinit $(Zn,Mn)Fe_3O_4$, 25% Willemit (Zn_2SiO_4), calcit 25%, zincit (ZnO) 8%, alături de o serie de 150 minerale de skarn şi metalice dintre cele mai rare şi interesante (vesuvian şi granat berilifer zincos şi stanifer), tefroit, rodonit, piroxeni, röpperit, jeffersonit, fowlerit, axinit, scapolit, scheelit, apatit, fluorină, etc., etc.

Conţinuturi de beriliu, în vesuvianele din zăcămintele de contact au mai fost semnalate în zăc. de la Longban (Wermland, Suedia), fiind asociat cu o serie de 100 minerale manganifere şi de bariu, Pitkäranta (U.R.S.S., lacul Ladoga) cu minerale de Sn,W şi în Coreea.

Toate aceste formaţiuni s-au individualizat în condiţii reductoare şi desilicifiere cu formare de Pb, ZnO, MnO, FeO, CaO, Al_2O_3 şi alte faze minerale şi silicaţi cu deficit de SiO_2.

CONŢINUTUL în BOR al vesuvianelor de la Ciclova a fost pus în evidenţă în cîteva cristale şi numai prin analiza spectrografică (liniile B 2496,78 — 2497,73 Å). Conţinuturile sînt în general reduse (de ordinul 0,01—0,1% B_2O_3).

Conţinuturile în bor ale vesuvianelor se datoresc înlocuirii grupului $(SiO_4)^{-4}$ (Ri = 2,90 Å) prin grupul $(BO_3)^{-3}$ (Ri = 0,68 Å), în condiţii de desilicifiere, deci formula aproximativă a mineralului va fi $Ca_{10}(Mg,Fe)_2Al_4/(OH)_4(BO_3)\cdot(SiO_4)_4(Si_2O_7)_2/$.

Tabela 6

Radicalii complecşi ce pot substitui grupul $(SiO_4)^{-4}$, în condiţii de desilicifiere avansată (de ex. în skarne cu exces de calciu (tip Ciclova), în roce alcaline şi nefelinsienitice, feldspatoiditite, roce bazico-ultrabazice, roce cu corindon, etc.)

Radical	Raza ionică a complexului
$(SiO_4)^{-4}$	R_i=2,90 Å
$(BeO_4)^{-6}$	R_i=2,90 Å
$(BO_3)^{-3}$	R_i=2,68 Å
$(MnO_4)^{-6}$	R_i=3,40 Å
$(AlO_3)^{-3}$	R_i=3,15 Å
$(PO_4)^{-3}$	R_i=3,00 Å
$(TiO_4)^{-4}$	R_i=3,28 Å
$(CrO_4)^{-2}$	R_i=3,00 Å
$(ZrO_4)^{-4}$	R_i=3,50 Å

Prezenţa borului în vesuvian s-a remarcat şi în skarnele de contact ale rocelor granodioritice şi granitice, precum şi în formaţiuni bazice — ultrabazice (ex. Ural).

Vesuvianul cu bor (verzui), sau viluitul din Siberia (rîul Vilui aproape de confluenţa cu rîul

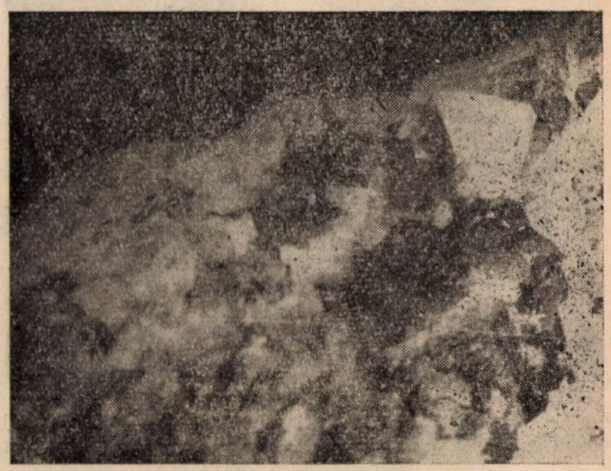


Fig. 1. Cristale idiomorfe de vesuvian verde-gălbui, cu feţele (111) bine vizibile, într-o geodă a skarnului granatic-vesuvianic. (Mărire 5 x).

Fig. 2. Cristale de vesuvian berilifer şi de diopsid într-o geodă a skarnului cu grosular. (Mărire 5 x).

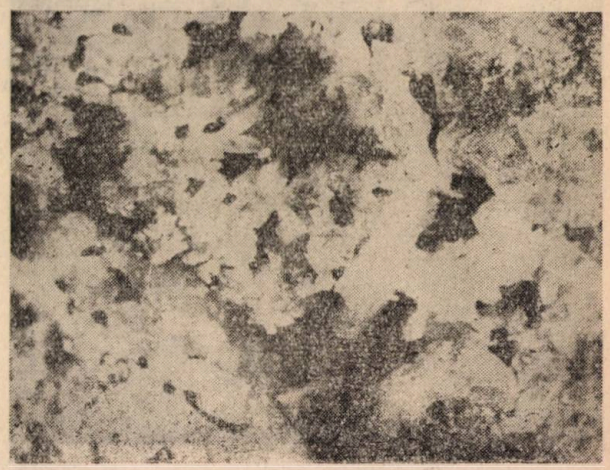


Fig. 3. Cristale prismatice (verzi) de vesuvian berilifer ce tapisează geodele unui skarn vesuvianic compact. (Mărire 10 x).

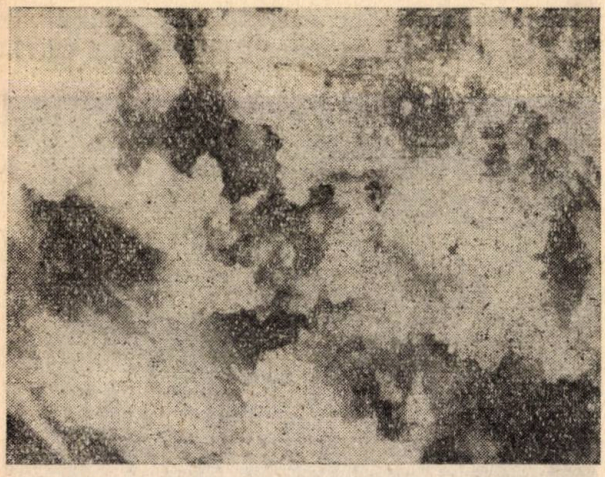


Fig. 4. Agregate de microcristale de vesuvian, diopsid, epidot și wollastonit în mici cavități ale skarnului granatic. (Mărire 10 x).

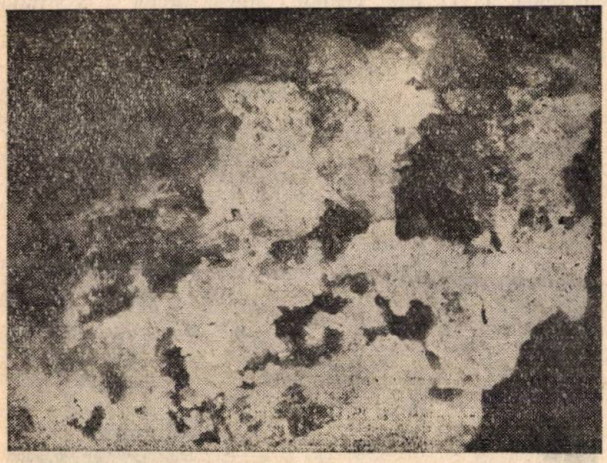


Fig. 5. Skarn cu grosular galben și calcită albăstruie piezocromatică (alb) cu cavități (negru) tapisate cu cristale de vesuvian II (verde). (Mărime naturală).

Fig. 6. Calcit rezidual, albăstrui piezocromatic, inclus în skarn cu grosular. Efectele de presiune și clivajul calcitei sînt remarcabile. (Secțiune subțire, + N, mărire 20 ×).

Fig. 7. Cristale de vesuvian, în masa fundamentală de calcită (negru). (Secțiune subțire, + N, mărire 20 x).

Fig. 8. Concreștere de cristale de diopsid, în masă de skarn cu grosular. (Secțiune subțire, + N, mărire 30 x).

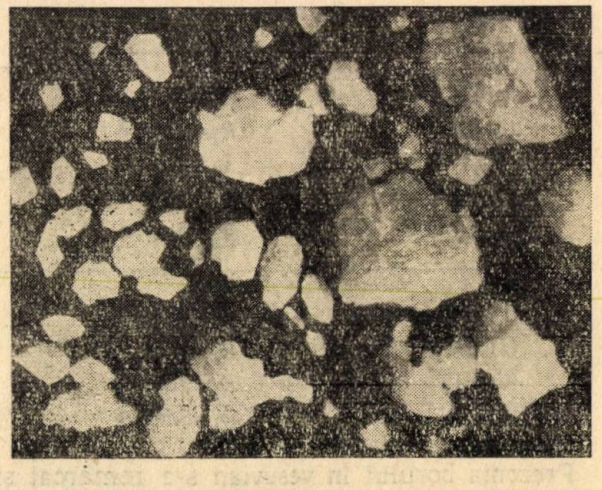


Fig. 9. Cristale idiomorfe și fragmente de cristale de vesuvian berilifer, de la Izv. Olga — Ciclova. (Mărime naturală).

Ahtaragda) conţine 2 —4% B_2O_3, avînd şi o formă caracteristică (cristale de 2 — 3 cm) (fig. 11).

De acemenea vesuvianul fumerolian din craterul Monte Somma (Vezuviu, Italia) care este asociat cu mice, augit, clorit, oligist, scapolit. tridimit, magnetit, conţine bor.

CONŢINUTURILE în TITAN, CROM, CUPRU, FLUOR şi STANIU ale vesuvianelor sînt în general accidentale, însă sînt caracteristice pentru anumite ocurenţe şi parageneze.

In vesuvianul de la Ciclova (Izvorul Olga), au fost identificate prin analiza spectrografică urme de Ti, Cr, Cu, Sn şi alte elemente, care sînt redate în tabela 3.

Vesuviane cromifere cu 24,50% Cr_2O_3 s-au identificat în Ural în zonele de contact ale unor roce ultrabazice, în vecinătate cu zăcăminte de cromit şi platin. Cristalele idiomorfe au culoare verde — smaragd, foarte caracteristice.

Vesuviane titanifere, cu cca. 2% TiO_2 sînt cunoscute în Ural şi în Silezia (Tschammensdorf).

Vesuviane cuprifere de culoare albastră (safir) sînt semnalate în Suedia (Telemarken).

Vesuviane manganifere cu 3 — 13% MnO sînt specifice pentru zăc. Parjsberg şi Langban (Suedia), Sterling Hill (SUA), Johnsberg (Silezia), etc.

Vesuviane zincifere (cu pînă la 5% ZnO) la Franklin Furnace (SUA) şi Tetiuhe (URSS).

Variaţia constantelor optice ale vesuvianelor în funcţie de chimism este dată în fig. 12, 13.

GROSULARUL — $Ca_3Al_2(SiO_4)_3$ din skarnele studiate se prezintă sub formă de cristale idiomorfe (110) (∅ = 1 — 40 mm) şi aglomerări de culoare galbenă (de miere) şi galben de sulf. Există şi varietăţi maronii cu conţinut mai ridicat în Fe (pînă la 6% Fe_2O_3).

Analiza spectrografică a grosularului a indicat beriliu (Be 2650,47 — 3130,42 Å), foarte rar bor (2497,73 Å) şi yttriu.

Analiza chimică a grosularului este indicată în tab. 8. Prezenţa Be şi B în granat se explică prin substituţia $(SiO_4)^{-6}$ prin $(BeO_4)^{-6}$ şi $(BO_4)^{-3}$.

DIOPSIDUL — $CaMg(Si_2O_6)$ — formează cristale monoclinice (de 1 — 5 mm), cu formele (100) (110) (010) (111) (fig. 6), în geodele skarnului granatic, fiind individualizat, înainte vesuvianului II. S-au identificat în mai multe cazuri pseudomorfoze de vesuvian după diopsid.

Cristalele pure de diopsid conţin 51,60% SiO_4, 25,18% CaO, 18,20% MgO, 3,75% Al_2O_3 şi 2 — 4% FeO.

Spectrografic s-au identificat Be, B, Ti, Cr, V, Ce, Mn şi P prin liniile caracteristice.

Diopsidul este intim concrescut cu vesuvianul, wollastonitul, calcitul şi granaţii, fiind amănunţit descris de E. Döll în 1874 [7] şi A. Liffa în 1925 [11].

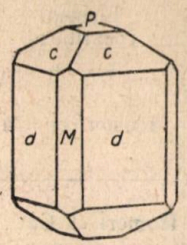


Fig. 10. Habitusul specific al cristalelor de vesuvian berilifer de la Ciclova

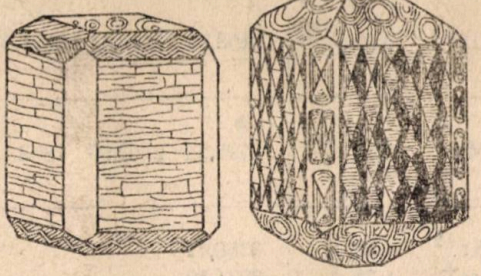


Fig. 11. Cristale de vesuvian cu 2—4% B_2O_3 (vilnit) din Iacuţia (U.R.S.S.)

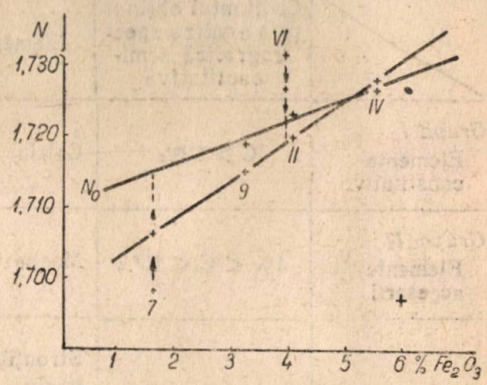


Fig. 12. Variaţia Ng şi Np în funcţie de % Fe_2O_3 în vesuviane ([17] şi tabela 7)

WOLLASTONITUL — $Ca_3(Si_3O_9)$ — dela Ciclova este deasemenea bine cunoscut în literatura mineralogică [1] [4] [20]. Cristalele aciculare şi jerbele divergente de wollastonit

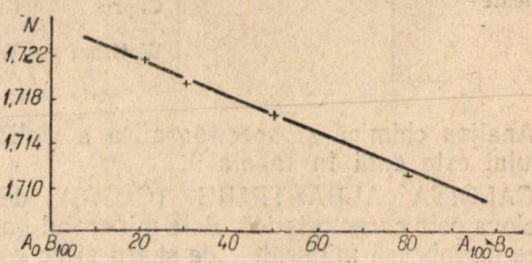


Fig. 13. Varianta N, în funcţie de termenii componenţi (A şi B) ai vesuvianelor [17]

ajung pînă la 30 cm, însă în cazul paragenezei studiate, îşi păstrează dimensiuni mai mici (2 — 5 cm).

Este frecvent asociat cu bustamit (wollastonit manganifer de culoare roză), analcim, apofilit, desmin şi epidot (pe druze).

Tabela 7

Variaţia Ng şi Np la cristalele de vesuvian din U.R.S.S. în funcţie de chimism (Al_2O_3, MgO, Fe_2O_3, TiO_2, Na_2O) (din A. N. Winschell, după Barsanov)

%	Zăcăminte				
	Kara Su	Kedabeg		Prascovia Evghenia	
Al_2O_3	15,12	19,31	17,26	16,38	
MgO	4,70	3,75	3,37	2,58	
Fe_2O_3	4,57	1,59	4,49	4,45	
TiO_2	1,56	0,09	0,94	0,63	
Na_2O	0,74	—	—	2,97	
Ng	1,724	1,705	1,717	1,732	
Np	1,720	1,702	1,712	1,728	

Calcita albăstruie mai prezintă fenomene de termoluminiscenţă (la 200°), de triboluminiscenţă fiind chiar uşor fosforescente după ce au fost iradiate cu radiaţii UV,X sau γ.

Fluorescenţa calcitei este albăstruie-violacee. Analiza spectrografică a determinat urme de Ce, Y, La, Yb ($C \leqslant 0{,}001\%$) (tabela 8).

Cercetările în legătură cu influenţa acestor elemente rare asupra culorii, fluorescenţei şi celorlalte proprietăţi fizice ale calcitei sînt în curs.

De altfel problema culorii şi proprietăţilor fizice ale calcitelor şi conţinutul în microelemente rare sînt larg dezbătute în literatura străină [8] [9] [13] [14] [18].

Tabela 8

Analiza spectrografică a calcitului albăstrui piezocromatic (cu efecte de presiune) din masa skarnelor vesuvianice — granatice de la Izvorul Olga — Ciclova

	Conţinutul obţinut prin analiza spectrografică semicantitativă	Element	Raza ionică R_i · Å	Linii spectrale caracteristice Å	Poziţia geochimică a elementului
Grupa I Elemente constitutive	C > 10%	Calciu	Ca^{+2} 0,99 Å	3158,87 3179,33 3181,27	Element constituent
Grupa II Elemente accesorii	1% < C < 10%	Magneziu	Mg^{+2} 0,60 Å	2795,53 2802,69 2852,13	Isomorf cu Ca
Grupa III Microelemente	0,1% < C < 1%	Stronţiu	Sr^{+2} 1,12 Å	3380,71	Isomorf cu Ca
		Bariu	Ba^{+2} 1,34 Å	3071,59	—
		Fosfor	P^{+5} 0,35 Å	2535,65	—
		Siliciu	Si^{+4} 0,42 Å	2516,12 2881,58	Impurităţi de granaţi
		Aluminiu	Al^{+3} 0,51 Å	3092,71	Idem
Grupa IV Microelemente	C < 0,01%	Ceriu	Ce^{+4} 0,94 Å	3103,38 3201,71	Isomorf cu Ca
		Ytriu	Y^{+3} 0,92 Å	3216,68	Idem
		Lantan	La^{+3} 1,14 Å	3337,49 (II) (7)	„
		Ytterbiu	Yb^{+3} 0,86 Å	3289,37	Isomorf cu Ca
		Cupru	Cu^{+2} 0,72 Å	3247,54 IR (10)	Incluziuni de urme de malahit
		Wolfram	W^{+6} 0,62 Å	2896,01 — 2896,45	Incluziuni de scheelit

Analiza chimică şi spectrografică a wollastonitului este dată în tabela 9.

CALCITA ALBĂSTRUIE ($CaCO_3$) de la Ciclova este caracteristică. Este mineralul gazdă, care înglobează mineralele de skarn şi pe contul căruia s-au individualizat mineralele de skarn.

Culoarea albastră se datoreşte fenomenelor piezocromatice (efectelor de presiune) suferite de calcită, din cauza creşterii granaţilor, vesuvianului şi a celorlalte minerale de skarn. Microscopic aceste efecte de presiune se ilustrează printr-un sistem de lamele polisintetice de maclă după 5 direcţii dintre care cele mai importante sînt (10$\bar{1}$1) (01$\bar{1}$2) (0001) (02$\bar{2}$1) (fig. 8).

Concluzii

Comunicarea prezentă semnalează conţinuturile în beriliu, bor şi alte microelemente rare în vesuvianul şi celelalte minerale de skarn, din zăcămîntul de contact de la Ciclova şi ca concluzii finale se pot preciza următoarele:

1. Mineralele de skarn (vesuvianul, grosularul, diopsidul şi epidotul din zona de skarn de la vest de Ciclova) conţin beriliu cauzat de procesul de desilicifiere şi excesul de Ca^{+2} asimilat. Acest conţinut provine prin înlocuirea grupului $(SiO_4)^{-4}$ prin $(BeO_4)^{-6}$ din reţeaua vesuvianului. Conţinuturile în beriliu variază de la urme pînă la 2,12% BeO.

2. Prin analiza spectrografică a tuturor mineralelor de skarn, inclusiv a calcitei albastre, constituente ale paragenezei citate, s-au identificat următoarele elemente:

— Vesuvianul (Ca, Si, Mg, Fe, Mn, Be, B, P, Ti, Na, K, Li, Cr, Sr, Sn, Ni, Ce, Y, Cu);
— Grosularul (Si, Ca, Mg, Al, Fe, Be, Ti, Y, Mn, Zr, P);

Tabela 9

Analiza chimică şi spectrografică a principalelor minerale de skarn ce sînt în parageneză cu vesuvianul berilifer de le Ciclova

Mineral / %	Grosular galben-verzui	Grosular galben-maroniu	Diopsid verde	Wollastonit cristale radiare perfect incolore	Bustamit	Epidot (galben-verzui)
SiO_2	39,41	40,20	51,60	49,20	18,15	35,60
CaO	36,10	36,25	25,18	45,30	39,20	22,48
MgO	2,62	3,12	18,20	2,14	4,15	4,82
Al_2O_3	21,81	19,50	3,75	0,85	2,61	21,15
Fe_2O_3	1,86	3,43	2,05	0,15	2,81	12,80
B	spectr.	spectr.	—	—	—	—
Be	spectr.	spectr.	spectr.	—	—	spectr.
Ti	—	spectr.	spectr.	—	—	—
Cr	—	—	spectr.	—	—	—
V	—	—	spectr.	—	spectr.	—
Y	spectr.	spectr.	—	spectr.	—	spectr.
Ce	—	—	spectr.	—	5,62	—
Mn	—	spectr.	spectr.	—	—	—
Zr	—	spectr.	—	—	—	—
P	spectr.	spectr.	spectr.	—	spectr.	spectr.

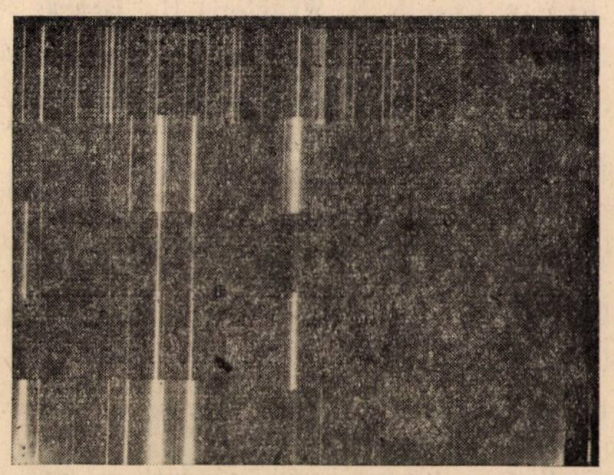


Fig. 14. Spectrogramele vesuvianului berilifer (I, brun contact-pneumatolitic) şi ale vesuvianului berilifer (II, verde, pneumatolitic hidrotermal), încadrate de etaloane de beril (cu 14% BeO) din pegmatitul de la Voislova, în intervalul 2 500—2 750 Å. Linia spectrală caracteristică Be 2 650,47 Å, din centrul spectrogramei este foarte explicită.
Spectrograma I — Spectrul etalon al fierului (pur electrolitic);
Spectrograma II — Spectrograma etalon a beriliului verde (14% BeO) din pegmatitul de la Voislova;
Spectrograma III — Spectrograma vesuvianului berilifer II (cristale verzi de 2—3 mm) de origine pneumatolitică-hidrotermală;
Spectrograma IV — Spectrograma etalon a berilului de la Voislova;
Spectrograma V — Spectrograma vesuvianului berilifer I (cristale brune, mari de 1 cm) de origine contact-pneumatolitică.
(Mărire 5×)

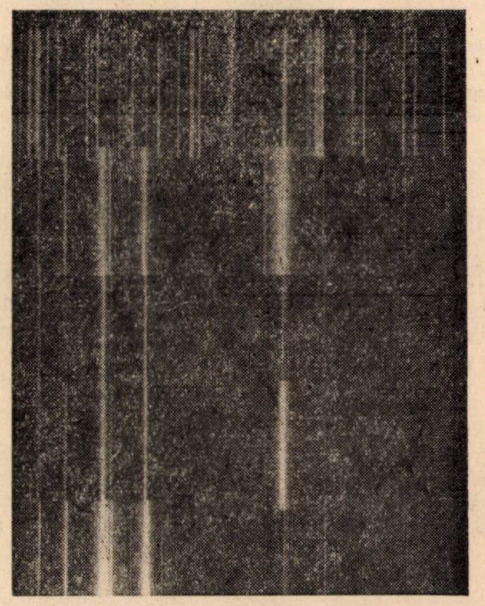


Fig. 15. Spectrograma comparată a celor două generaţii de vesuvian berilifer (I brun şi II verde) din skarnele de la Ciclova în intervalul 2 600—2 700 Å, cu linia specifică Be — 2 650,47 Å.

Spectrograma I — Spectrul etalon al fierului;
Spectrograma II — Spectrul etalon al berilului de la Voislova;
Spectrograma III — Spectrograma vesuvianului II (verde);
Spectrograma IV — Spectrul etalon al berilului de la Voislova;
Spectrograma V — Spectrograma vesuvianului I (brun).
(Mărire 8×).

— Calcita albastră (Ca, Mg, Sr, Ba, P, Si, Al, Ce, Y, La, Yb, Cu, W) ;
— Diopsidul (Si, Ca, Mg, Al, Fe, Be, Ti, Cr, V, Ce, Mn, P) ;
— Wollastonitul (Ca, Si, Y, Mn) ;
— Epidotul (Si, Ca, Mg, Al, Si, Be, Y, P).

3. Deasemenea s-a redat o succintă descriere mineralogică a principalelor minerale de skarn, cu sistenţe speciale asupra vesuvianului şi a conţinuturilor în Be, B, Sn, In, Mn.

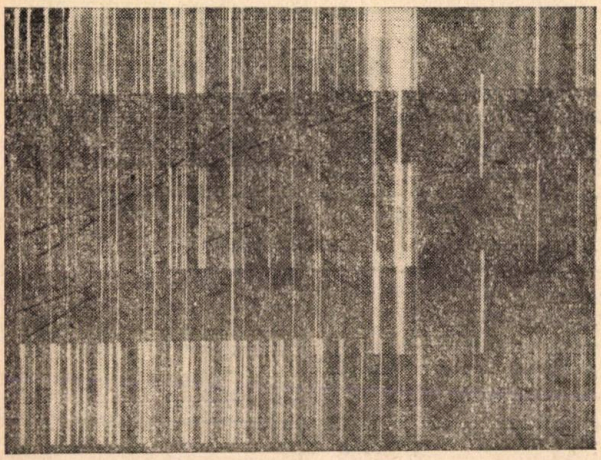


Fig. 16. Spectrograma vesuvianului berilifer din skarnele de la Ciclova în intervalul 3 000 — 3 200 Å Prezenţa beriliului este determinată prin dubletul caracteristic Be 3 130,42 — 3 131,07 Å, din zona centrală a spectrogramei :
Spectrograma I — Spectrograma etalon a fierului ;
Spectrograma II — Spectrograma etalon a beriliului de la Voislova ;
Spectrograma III — Spectrograma vesuvianului berilifer (II, verde) ;
Spectrograma IV — Spectrograma etalon a beriliului (Voislova) ;
Spectrograma V — Spectrograma vesuvianului berilifer (II, brun). (Mărire 50×).

Au fost discutate şi vesuvianele speciale din străinătate şi importanţa lor geochimică şi genetică.

Calcita albastră, piezocromatică şi fosforescentă a fost studiată, microscopic, prin iradiaţie cu UV,X şi γ şi spectrografic determinîndu-se urme de Y, Yb, Ce.

Bibliografie

[1] Barnic M.: *Strukturunterschung des natürlichen Wolastonits von Cziklowa* — Banat. Diss. Berlin 1935 Math. Naturwiss. Nr. 23, p. 770/73.
[2] Betehtin A. G.: *Mineraloghia,* Moscova, 1950.
[3] Botnarencu A. şi Filipovici R.: *Raport geologic asupra regiunii Oravița-Ciclova,* 1956.
[4] Beudant F.: *Analyse de la wollastonite de Csiklova dans le Banat.* C. R. Acad. Sc. Paris 8 (1829), pag. 285. Annales des Mines, Paris (2)5, 1829, p. 305—306.
[5] Castell W.: *Mémoire sur les mines et uzines du Banat.* Annales de Mines, Paris 6 (1869).
[6] Cotta v. B.: *Erzlagerstätten im Banat und Serbien.* Wien 1864, Verlag Braumüller.
[7] Döll E.: *Neue Pseudomorphosen: I. Fassait nach Vesuvian von Ciclova im Banat.* TSchermak's Miner. Petrogr. Mitt. (1874), p. 85/86.
[8] Hata S.: *On the minor constituents of thermoluminescent calcite.* Sc. Pap. Inst. Phys. Chem Res. TK, 1933 (20).
[9] Headen W. P.: *Phosphorescence and luminescence in calcites.* Amer. J. of Science 5 314 (1923), (211—212).
[10] Koch Al.: *Über den Vesuvian und Scheelit von Ciclova* (Jud. Caraş). Földt. Kozl. 1925, 55.
[11] Liffa A.: *Diopsid von Csiklovabanya.* Math es termeszettud Ertesitö 42 (1925), (pag. 224—239). (Ref. N. Jahrb. f. Mineral. Abt. A (1927), Teil I, p. 54—55.
[12] Liffa A.: *Notizen über den Kontaktzug von Orawitza — Cziklowabanya.* Jahresber. de kgl. ung. Geol. Anst. (1911), p. 174.
[13] Przibram K.: *Verfärbung und Lumineszenz.* Beiträge zur Mineralphysik, Wien, 1953.
[14] Przibram K.: *Über Piezochromie (Farbänderung durch Druck), bei natürlichen Mineralien.* Berlin 1929, Bericht II a, pag. 263.
[15] Rusanov K. A.: *Analiza spectrală a minereurilor.* Gosgheolizdat, Moscova 1948.
[16] Superceanu C.: *Noi apariţiuni de scheelit în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor* (I, II, III), Rev. Minelor Nr. 4, 5, 6. Buc., 1956.
[17] Winchell A. N., Winchell H.: *Elements of optical* Mineralogy. New York, 1951.
[18] Wetzel W.: *Lumineszenzanalyse.* Zbl. f. Min. Abt. A. 1939 (pag. 225).
[19] Tokody L.: *Zur Kristallographie einiger Banater Mineralien.* III. Desmin von Cziklova. Ann. Mus. Nat. Hung. 1941—34, p. 60.
[20] Mauritz V.: *Gesteine aus den Kontaktgebieten von Oravița.* Bul. Sc. Ec. Polyt. Timişoara, 1941, Nr. 1—2, 117/129.
[21] Washington M. S.: *Beryllium in minerals and igneous rockes.* Amer. Mineralogist 16 (1931), (pag. 37—41).
[22] Brandes W.: *Über das Beryllium.* Zeitschr. Prakt. Geol. 40, 1932, pag. 109.
[23] Brandes W.: *Das natürliche Vorkommen des Berylliums.* Z. Prakt. Geol. (1933), (pag. 35).
[24] Tornquist A.: *Alpine Berylliumlaggerstätten.* Metal und Erz, vol. 27, 1930 (Heft 7 şi 14).
[25] Cissarz A., Schneiderhöhn H., Zitl W.: *Über die Berylliumgehalte der angeblichen Beryllagerstätten von Köflach in Steiermark.* Metal und Erz, 27, 1930, Heft 14.

Propuneri în legătură cu proiectarea unor lucrări de explorare și punere în valoare a zăcămintelor de fier din regiunea Poiana Ruscă

Prof. ing. dr. **Valeriu Patriciu**

Se menține în plină actualitate explorarea regiunei care, în stadiul de astăzi al cunoștințelor, prezintă cele mai mari perspective de a cuprinde zăcăminte exploatabile de minereuri de fier. De aceea T.P.E.D.M.N. desfășoară de la înființare o continuă activitate în regiunea Poiana Ruscă și rezultatele acestei activități se concretizează în volumul important de rezerve pe care le-a determinat.

Dat faptul că în rezolvarea pe cît posibil integrală a problemei, se impune o anumită urgență, considerăm interesant a repune în discuție propunerile făcute în anii 1948—1949 de a se aplica un program de explorare, care să folosească simultan cu sondajele și anumite lucrări miniere judicios alese.

Intensificarea lucrărilor de cercetare preconizată poate fi sporită și ritmul de executare poate fi mult accelerat, prin executarea cel puțin parțială a lucrărilor de explorare minieră propuse în anul 1949, în legătură cu săparea galeriei Teliuc-Ghelar.

Este util să procedăm la o reexaminare a posibilităților de a combina prospectarea prin sondaje cu explorarea prin galerii. Din moment ce s-a admis, în principiu, o excepție de la programul de lucrări în etape strict succesive de prospecțiune și explorare, nu ar mai constitui o abatare nejustificată nici executarea unor galerii de explorare, care ar putea să ducă direct la deschiderea de zăcăminte noi și să creeze, totodată, o cale de transport mai ieftină pentru unele zăcăminte cunoscute.

Alcătuirea unui program de lucrări, care să reprezinte o rezolvare simultană a problemelor de explorare a regiunii și deschidere a zăcămintelor cunoscute, oferă importante avantaje economice. Pentru zona Teliuc-Ghelar, aceste avantaje pot fi calculate exact, dacă se ia în considerație și posibilitatea de reducere a prețului de transport chiar pentru minereul existent în zona Ghelar-Valea Iberii.

Pentru ca rezultatele explorărilor ce vom întreprinde să fie mai concludente, iar valorificarea lor să se poată face cît mai curînd, este necesar să se meargă un pas mai departe cu abaterea de la programul clasic, seriat pe etape. Pe această cale se dă posibilitatea de a combina prospecțiunea prin foraje cu explorarea prin anumite galerii integrate într-un plan de ansamblu, care s-ar înfăptui prin săparea galeriei Teliuc-Ghelar-Valea Iberii. Această lucrare ar înlesni și sistematizarea transportului.

Deși noi și importante rezultate practice și științifice au fost obținute prin munca desfășurată în ultimii zece ani în regiunea Poiana Ruscă, ni se pare că ar fi de folos să supunem unei discuții mai largi propunerea prezentată acum un deceniu de a explora în adîncime zona Teliuc-Ghelar cu ajutorul unei galerii plasate în Valea Cernii.

O redau mai jos în aceeași formă eliminînd numai datele referitoare la rezerve, precum și pe cele economice care ar trebui radical reconsiderate, avînd în vedere progresele tehnice realizate și scăderea prețului de cost obținută între timp.

In regiune activează numeroase cadre tinere, al căror interes presupun că ar putea fi atras de discutarea unui asemenea proiect de ansamblu. Pe această cale vor putea fi aduse contribuții noi, din care să rezulte în ce măsură concepția, care stătea la baza acelui proiect, este astăzi valabilă.

Trebuie să subliniem de la început următoarele constatări de o importanță hotărîtoare în fixarea programului viitor de explorare a regiunii Teliuc-Ghelar-Valea Iberii:

1. — Zonele mineralizate reprezintă peste 56% din lungimea aliniamentului, pe care se eșalonează aflorimentele de minereu sau zăcămintele cunoscute între Valea Cernii și Valea Iberii.

2. — Explorarea prin sonde nu dă decît rezultate minime în regiunile cu zăcăminte subțiri și înclinări mari. Cînd asemenea zăcăminte sînt cuprinse în șisturi cristaline și au poziții apropiate de verticală, rezultatele negative nu pot fi concludente. Experiența a dovedit că în aceste cazuri, sondele nu dau indicații decît pentru o porțiune strict limitată în jurul găurii de sondă. Astfel, problema explorării rămîne nerezolvată,

atît timp cît sondajele sînt plasate după un gabarit raţional din punct de vedere economic. Pe de altă parte, forajul dirijat în şisturi cristaline reprezintă o operaţie dificilă şi costisitoare.

Totuşi, chiar în condiţiile arătate, se pot obţine uneori rezultate satisfăcătoare cu sondajele, prin care se urmăreşte din aproape în aproape conturarea sau extinderea pe direcţie şi în adîncime a unui zăcămînt cunoscut.

Constatările de mai sus şi situaţia de fapt observată pe teren justifică proiectarea unor lucrări de explorare a zonei Teliuc-Ghelar-Valea Iberii prin care să se asigure concomitent:

— deschiderea zăcămintelor în adîncime şi
— sistematizarea transporturilor.

I. Necesitatea intensificării explorărilor

Intensa campanie de cercetări geologice din ultimii ani a dus la semnalarea a numeroase iviri de minereuri de fier. Fără îndoială că aceste cercetări vor fi nu numai extinse, ci şi adîncite în campaniile viitoare. *Explorarea, deschiderea* şi *pregătirea* pentru exploatare a zăcămintelor de minereuri feroase reprezintă însă un volum mare de lucrări, a căror executare cere un timp destul de îndelungat. Din această cauză prea puţine din zăcămintele semnalate pînă acum ar putea fi luate în consideraţie pentru satisfacerea imediată a planului de producţie. Situaţia geografică a unora din aceste zăcăminte, depărtarea de căile de comunicaţie, de centrele de exploatare şi de uzinele aflate astăzi în funcţiune constituie un factor care poate întîrzia punerea lor în valoare.

Pentru înlăturarea acestor întîrzieri se iau *din timp* şi *în ansamblu* toate măsurile, care să ne asigure rezervele de minereu şi o dezvoltare sănătoasă a industriei noastre siderurgice.

In regiunea Poiana Ruscă au fost întreprinse lucrări de explorare importante, iar acum a fost proiectată intensificarea lucrărilor de explorare, într-o măsură care să ducă la determinarea unor rezerve de lungă durată.

Ţinînd seama de faptul că în planul economic de stat se pune accentul pe necesitatea de a se da un ritm cît mai viu cercetărilor menite să ducă la determinarea unor noi *rezerve sigure de minereuri,* trebuie să intensificăm lucrările de explorare şi să le dăm o amploare pe care încă nu au atins-o. In acelaşi timp, este necesar ca prin extinderea cercetărilor privitoare la prepararea mecanică a minereurilor, să reuşim a face utilizabile în siderurgie şi acele minereuri, care fie din cauza conţinutului mai mic de fier, fie din cauza substanţelor cu care sînt asociate, nu au putut fi întrebuinţate pînă acum într-o măsură mai mare. Paralel cu aceste cercetări, vor trebui sporite şi încercările făcute de siderurgi, spre a găsi metodele cele mai indicate pentru valorificarea zăcămintelor de minereuri sărace, pe care le avem sau care sînt în curs de explorare.

In consecinţă vom avea de rezolvat următoarele trei probleme fundamentale:

1. *Explorarea cît mai completă şi cît mai neîntîrziată a zăcămintelor cunoscute sau semnalate în vecinătatea actualelor centre de exploatare.*

2. Intensificarea încercărilor de preparare mecanică asupra zăcămintelor de minereuri încă nefolosite sau puţin folosite astăzi.

3. *Adaptarea* în măsura posibilului, a *metodelor siderurgice* la calitatea minereurilor de care dispunem, dar a căror utilizare prezintă încă anumite dificultăţi.

In articolul de faţă, propun una din măsurile menite să contribuie la rezolvarea primei probleme.

Punctul de plecare al consideraţiunilor ce urmează este stabilirea raporturilor dintre consumul prevăzut pentru uzinele noastre siderurgice şi rezervele de minereu cunoscute.

II. Rezervele de minereu şi consumul

Din acest capitol redăm numai concluzia aşa cum a fost formulată în anul 1949:

In consecinţă trebuie *să începem de îndată lucrările prin care avem cele mai bune perspective ca în interval de 2-5 ani să creăm noi rezerve industriale* cu care să înlocuim cantităţile de minereu consumate. Rezervele industriale se pot crea atît prin deschiderea rezervelor considerate astăzi de categoria C_2 şi care vor deveni C_1 şi B datorită noilor lucrări, cît şi prin descoperirea de noi zăcăminte. Perspective de acest fel avem în primul loc în regiunea Poiana Ruscă şi *pentru acest motiv propun explorarea* în adîncime a regiunei Teliuc — Ghelar.

Sarcina de a se asigura baza de materii prime necesare dezvoltării industriei grele este bine cunoscută şi la îndeplinirea ei concurează importante forţe de producţie. Trebuie să insistăm, însă, asupra necesităţii de a se menţine un raport sănătos între noile rezerve create şi cantităţile extrase.

Rezerve importante de minereuri de fier au fost create prin explorările întreprinse de I.E.E.G. şi în continuare de T.P.E.D.M.N. în zona Teliuc. Pe de altă parte, se ştie că extracţia trebuie sporită mereu pentru a se asigura ţării o producţie de fontă de peste un milion de tone.

III. Stadiul în care se găsesc lucrările de explorare din regiunea Teliuc — Ghelar

După cum se ştie, cele mai importante zăcăminte în curs de exploatare în ţara noastră se găsesc în regiunea Poiana Ruscă, la Teliuc şi Ghelar.

Prin urmare, în legătură cu programul de explorări, care să ne asigure rezervele viitoare, trebuie, în primul rînd, să stabilim următoarele:

1. Dacă toate posibilităţile de a găsi noi zăcăminte de fier în regiunea Poiana Ruscă au fost verificate printr-un program de explorări de mare amploare.

2. Dacă din lucrările de pînă acum s-a putut constata sau deduce dispariţia lor imediat sub adîncimile atinse.

3. Dacă între zonele cunoscute şi exploatate astăzi mai pot fi explorate şi alte iviri de minereuri.

La întrebările de mai sus răspundem după cum urmează :

1. Lucrările de explorare şi deschidere au fost substanţial sporite, dar nu se poate încă afirma că toate posibilităţile de a găsi noi rezerve ar fi fost verificate.

a) La Ghelar explorarea direcţională şi transversală poate fi considerată satisfăcătoare pînă la orizontul IV (Retişoara). Sub acest orizont, explorările sînt în curs.

b) La Teliuc au fost executate, şi sînt încă în curs, numeroase explorări, atît pe direcţia zăcămîntului, cît şi transversal pe această direcţie

2. In ce priveşte explorarea în adîncime, constatăm următoarele :

a) La Ghelar explorarea s-a făcut numai pînă la adîncimea de cca 182 m de la suprafaţă sau pînă la 478 m deasupra nivelului mării, dar s-a putut vedea că zăcămîntul se prelungeşte în adîncime ; de curînd a fost descoperit un nou zăcămînt care este urmărit pe direcţie.

b) Explorarea în adîncime a identificat zăcămîntul pînă la nivelul corespunzător cotei 0. Aceasta este cea mai joasă altitudine la care s-a mai găsit minereu de fier în regiunea Teliuc şi sînt indicaţii favorabile pentru urmărirea extinderii zăcămîntului în adîncime.

3. Intre Teliuc şi Ghelar au fost identificate pînă acum numeroase iviri de minereuri. Ele arată că avem o zonă mineralizată care, cu mici întreruperi, se întinde aproape pe întreaga distanţă de peste 7 km. Din cercetarea aflorimentelor, care au făcut obiectul unor exploatări de suprafaţă sau de mică adîncime, se poate observa natura sedimentogenă, cel puţin a unei părţi din zăcămintele respective. Depozitele sedimentare au fost ulterior puternic metamorfozate şi totodată strîns cutate. Pe de altă parte, minereurile carbonatate prezintă pronunţate caractere metasomatice. Această metasomatoză poate să reprezinte consecinţa unei mobilizări a agenţilor mineralizatori în timpul metamorfismului.

Minereurile de fier din zona Teliuc-Ghelar-Vadul Dobrii se prezintă fie stratiform, fie sub formă de lentile sau cuiburi neregulate, care sînt totuşi concordant intercalate între filite sau cuarţite. Deasemenea, le găsim localizate în unele lentile de calcar. Siderita şi ankerita fac adeseori corp comun cu bancurile de calcare.

Pentru a se putea urmări mai exact zonele de mineralizare, trebuie descifrată tectonica de amănunt a întregii regiuni cuprinse între anticlinalul de la Ghelar şi sinclinalul de la Teliuc.

Cartarea geologică pe harta aerofotogrametrică a putut aduce o contribuţie importantă la rezolvarea acestei probleme. Totodată cercetările geofizice în curs de executare dau noi indicaţii asupra existenţei unor corpuri de minereu.

O parte din zăcămintele cuprinse în zona menţionată au şi făcut obiectul unor exploatări superficiale, iar acum se pune problema *explorării* şi *deschiderii lor în adîncime.* Incepînd de la Ghelar către răsărit întîlnim aflorimente în următoarele locuri : Valea Caselor, Valea Vrănişoara, Sucovati, Valea Ploştii, Poiana Locşii, Coasta Lazului, Muchea Lazului, Poiana Filimon, Valea Icrinţii, Mina Măgura, Poiana Inorii, Vîrful Inorii, Dîmbul Inorii, Mina Nicholson, Mina Pădurea Oraşului, etc.

Din constatările de mai sus rezultă următoarele concluzii :

A. Zăcămintele situate între Teliuc şi Ghelar, începînd de la nivelul Cernei şi pînă la Ghelar, la cca 260 m sub nivelul orizontului Retişoara, pot fi explorate, deschise şi puse în valoare prin săparea unei galerii de coastă. *Această galerie de explorare ar avea punctul de plecare în Valea Cernei, la o altitudine de cca 250—260 m şi ar ajunge după cca. 7 300 m sub mina principală de la Ghelar, la un nivel cu cca. 190 m mai jos decît cea mai mare adîncime atinsă prin exploatările executate pînă astăzi.*

B. Deschiderea în adîncime a zăcămîntului de la Teliuc se va putea continua numai prin puţ, deoarece situaţia topografică nu îngăduie atacarea zăcămîntului prin galerii orizontale la adîncimi mai mari decît cele atinse pînă acum.

C. Prin noile lucrări de la Teliuc şi Ghelar şi mai ales prin intensificarea lucrărilor de explorare a zonei cuprinse între aceste două localităţi, se va putea ajunge la determinarea unor importante rezerve de minereu.

IV. Explorarea în adîncime a zonei mineralizate Teliuc-Ghelar prin galerii transversale săpate dintr-o galerie direcţională principală

Pe planul alăturat (anexa I) este arătat traseul pe care ar trebui să-l urmeze galeria principală precum şi amplasamentul galeriilor transversale. Profilul schematic al regiunii străbătute de galeria principală este indicat în anexa II. Am cercetat şi alte posibilităţi, ca de exemplu traseul b din anexa I, care prezintă faţă de traseul c din aceeaşi anexă unele avantaje şi cîteva dezavantaje importante :

a) avantajele constau în faptul că săpatul ar fi condus semidirecţional, deci cu un randament mai bun, şi în al doilea rînd traseul nu ar prezenta nicio curbă ;

a1) dezavantajele ar fi: lungimea mai mare (cu cca. 400 m.) şi depărtarea de zăcămintele cuprinse între Valea Cernei şi Valea Runcului (mina Pădurea Oraşului etc.).

Traseul a) din aneza I prezintă, pe de o parte, avantajul că este cu 100 m mai scurt şi nu are nicio curbă, dar în schimb are dezavantajul de a se depărta de aflorimentele din regiunea minei „Filimon".

Pentru aceste motive, am reţinut traseul c din anexa I, care are avantajul de a trece cît mai aproape de aflorimentele zăcămintelor ce vor fi explorate.

Pentru ca soluţia explorării zonei Teliuc-Ghelar, printr-o galerie orizontală să poată fi principial admisă, este necesară o evaluare, cel puţin în linii generale, a preţului de cost al lucrării. In vederea întocmirii unui deviz provizoriu se pot admite următoarele date:

a) Lungimea tunelului 7 300 m.

b) Secţiunea normală 8 m².

c) Secţiunea pentru cale ferată dublă 13 m².

d) Lungimea tunelului cu secţiune mică (8 m²) 6 500 m.

e) Lungimea tunelului cu secţiune mare (13 m²) 800 m.

f) Adîncimea unui puţ intermediar (în Valea Ploştii) cca. 50 m.

g) Secţiunea unui puţ intermediar în Valea Ploştii 16 m. p.

Din aceste date rezultă că volumul de rocă ce va trebui extras prin săparea tunelului şi puţului va fi de 63 040 m³,

Dacă presupunem că mai mult de 1/3 din lungimea tunelului va trebui betonată (pe o lungime de 2 500 m) şi că la metrul liniar de galerie boltită va fi nevoie de 4 m³ de beton (deci un strat de beton de cca. 0,35 m pentru profilul normal al galeriei de 8 m², ceea ce este supradimensionat), înseamnă că se vor întrebuinţa 10 000 m³ de beton. Cum betonarea trebuie să se facă fără a se micşora secţiunea galeriilor, va fi necesar să se extragă cu 10 000 m³ de rocă în plus, deci cca. 73 000 m³.

Galeriile transversale pentru explorarea amănunţită a zonei mineralizate vor avea o lungime totală de cca. 6 000 m. Ele vor putea fi săpate cu o secţiune mai mică.

Prin urmare, explorarea în adîncime a întregii zone mineralizate dintre Teliuc şi Ghelar va realiza totodată o cale de transport mult mai avantajoasă nu numai pentru exploatarea zăcămintelor, ce vor fi puse în valoare în această zonă, ci şi pentru mina de la Ghelar.

Numai pentru a da o indicaţie în plus şi nu pentru a aduce un argument hotărîtor, trebuie să arătăm că astăzi transportul minereului de la minele dintre Teliuc şi Ghelar este mai puţin economic decît s-ar putea face printr-o galerie situată la nivelul preconizat de noi. Se poate ajunge la concluzia că numai diferenţa cheltuielilor de transport al minereului de la minele de pe traseul galeriei acoperă cu prisosinţă costul tunelului, care plătindu-se din transport, ar reieşi că explorarea se va face fără nicio cheltuială. Această ipoteză va putea deveni o certitudine după cunoaşterea mai exactă a rezervelor.

Ceva mai mult, constatăm că se vor realiza *economii foarte mari* la preţul transportului de minereu chiar de la minele care folosesc astăzi calea ferată Hunedoara-Govăjdia-Retişoara. Astfel, cînd vom *transporta minereul de la Ghelar,* prin noul tunel, preţul se va reduce cu 50—80%.

Avînd în vedere rezervele sigure şi probabile din mina Ghelar înseamnă că într-un timp relativ scurt *se va amortiza integral costul galeriei de explorare* din economia realizată *prin scăderea preţului* de transport *numai al minereului existent la Ghelar şi Valea Iberii.* In acelaşi timp, va rămîne şi un beneficiu net destul de important, beneficiu care va fi mărit prin transportul pe aceeaşi cale şi al minereului de la minele din vest. Acest beneficiu va creşte în măsura în care vor intra în calcul şi alte cantităţi de minereuri, ce vor mai putea fi descoperite prin explorarea ce se va executa cu ajutorul acestui tunel.

V. Ce se va realiza prin săparea galeriei direcţionale de explorare

Examinînd utilitatea executării unei galerii pentru explorarea în adîncime a zonei indicate, ajungem la următoarele concluzii:

1. *Din punct de vedere al explorării* se vor obţine *date concludente,* atît asupra *existenţei,* cît şi a *importanţei* economice a fiecărui zăcămînt întîlnit prin galeriile de explorare. Datele ce s-ar obţine prin sondaje, oricît de numeroase şi deci mai costisitoare, nu ar da rezultate tot atît de sigure. Aşadar, în privinţa explorării, soluţia ar fi radicală şi ar da rezultate definitive.

2. *Din punct de vedere al deschiderilor ulterioare şi al pregătirii exploatării* trebuie să recunoaştem că odată cu explorarea obţinem şi o cale de acces la fiecare zăcămînt, care putînd fi urmărit de la un nivel inferior către suprafaţă prin suitori şi puţuri, se vor putea executa cu cea mai mare uşurinţă lucrările de deschidere, în timp ce pregătirea abatajului se va putea face în condiţiuni optime. Astfel, începînd cu minele de la Ghelar unde se va putea săpa un puţ din galeria care va fi la cota 290 m către zăcămîntul deschis prin orizonturile de sub galeria Retişoara şi trecînd pe sub minele Filimon, Poiana Inorii, Pădurea Oraşului etc.,

toate vor putea fi deschise de jos în sus, obținîndu-se posibilitatea de a se determina cu preciziune rezervele industriale și pregătindu-se pentru abataj porțiuni importante din zăcămintele deschise.

3. Din punctul de vedere al asigurării *rezervelor de minereu* se vor obține rezultate deosebit de prețioase. Dacă se va dovedi că zăcămintele ale căror aflorimente se cunosc la suprafață se extind în adîncime pînă la nivelul galeriei de explorare, atunci se vor putea calcula cu destulă preciziune rezervele industriale de minereu.

4. Din punct de vedere *al investițiilor*, pe care statul ar intenționa *să le planifice* atît pentru *industria extractivă*, cît și pentru cea siderurgică, se va obține mult mai mare siguranță, știindu-se de la început care sînt rezervele de minereu și în cît timp vor trebui amortizate noile instalații.

5. În ce privește *transportul*, se vor obține avantaje importante:

a) Minereul nu va fi nicăieri ridicat, ci coborît la nivelul noii galerii din toate exploatările ce se vor afla pe traseul fixat, deci inclusiv minereul aflat la Ghelar sub orizontul Retișoara. Ceva mai mult, chiar minereul care este transportat astăzi prin Retișoara, va urma noua cale de transport.

b) Nu va mai fi nevoie de silozuri intermediare, deoarece vagonetele din mină vor putea fi trase de locomotivele electrice pînă la uzina din Hunedoara, pe linia ferată ce se va putea prelungi pe Valea Cernii, pînă la silozurile uzinei (cca. 3,5 km). Astfel se *va reduce considerabil costul de transport* chiar pentru minereul de la Ghelar, care nu va mai urma ruta ocolită pe la Nădrab-Govăjdia (vezi cap. IV).

6. *Evacuarea apelor* din toate minele situate pe distanța Teliuc-Ghelar se va face prin galeria principală, așa încît nicăieri nu va fi nevoie de pompaj. Această operație s-ar face numai pentru eventualele exploatări care s-ar afla și mai jos decît nivelul acestei galerii.

7. Din punctul de vedere al obținerii unor surse economice *de energie*, trebuie să amintim posibilitatea de a utiliza căderile de apă din Văile Retișoara și Runcu, pentru a construi *două mici uzine hidroelectrice subterane*, plasate în tunelul de explorare, așa cum este indicat în capitolul VI.

VI. Utilizarea căderilor de apă obținute prin săparea galeriei

Sub mina principală de la Ghelar, galeria se va găsi la altitudinea de 290 m. Astfel, se realizează o diferență de nivel de cca. 260 m sub galeria Retișoara (cota 550 m). Această cădere ar putea fi utilizată prin instalarea unei uzine hidroelectrice în noul tunel. Deși pîrîul Retișoara are un debit relativ mic (50—100 l/s), apele ar putea fi totuși captate și dirijate către galeria Retișoara, de unde printr-o conductă forțată vor cădea la cota 290 m prin puțul ce va lega actuala galerie principală cu noul tunel. Pe această cale, s-ar obține o putere instalată de cca. 100—200 kW.

Deasemenea, prin puțul auxiliar ce va fi săpat în Valea Runcu (satul Plosca), s-ar putea obține o diferență de cca. 40—50 m față de nivelul tunelului. Această cădere ar putea fi utilizată de turbinele unei a doua instalații hidroelectrice, captîndu-se apele Runcului, al căror debit poate fi evaluat la cca. 4—500 litri/sec. Rezultă că și aici s-ar putea instala o uzină de cca. 150—250 kW.

Așadar, tunelul de explorare ar da o nouă posibilitate de utilizare a căderilor de apă, pentru obținerea *energiei electrice (în total o putere instalată de 250 pînă la 450 kW) utilizabilă pentru transportul minereului și electrificarea exploatărilor dintre Ghelar și Teliuc.*

Totodată, datorită dirijării apelor din Valea Runcului prin tunel, s-ar reduce cu 30—40% debitul Cernei în dreptul minei Teliuc, ceea ce ar putea contribui la diminuarea infiltrațiilor.

VII. Studiul critic al soluției propuse

Înainte de a decide dacă este bine ca explorarea în adîncime a zăcămintelor dintre Teliuc și Ghelar să fie făcută cu ajutorul unei galerii cu o lungime de cca. 7.300 m, vom face o analiză critică a acestui proiect în comparație cu alte soluții posibile.

Cea dintîi obiecțiune ce s-ar putea aduce în legătură cu ideea de a străpunge această galerie din Valea Cernei pînă sub Ghelar este că nu s-au făcut în prealabil o serie de sondaje, care să *dovedească* neîndoelnic existența zăcămintelor chiar la nivelul galeriei.

A doua obiecțiune s-ar referi la durata de 3—4 ani a lucrărilor. Ar fi un timp destul de îndelungat, în care investiții importante ar rămîne neproductive.

Să analizăm pe rînd aceste obiecțiuni:

A. Desigur că o explorare sistematică prin sondaje ar fi de mare folos pentru stabilirea cît mai judicioasă a traseului fiecărei galerii transversale de explorare. Se pune însă întrebarea, cît ar costa și cît timp ar dura executarea unui număr suficient de sondaje mecanice. În această privință programul de explorări inițiat de noi în anul 1947 și întocmit pentru mina Teliuc de către Institutul Geologic (prin colegul Prof. Codarcea) ne poate da indicații concludente.

Astfel, programul prevedea săparea a 20 sonde distribuite pe o suprafață de cca. 6 ha. Amplasamentele sondelor au fost judicios alese în vederea întocmirii unor hărți a mineralizației pînă la un nivel cu peste 100 m mai adînc decît orizontul IV. Lățimea maximă a zonei

explorate la Teliuc prin efectuarea acestui program este de 200 m. Dacă am admite aceeaşi densitate a sondajelor şi pentru explorarea zonei Teliuc-Ghelar pe distanţa de 7 km şi lăţimea tot numai de 200 m, ca şi în cariera Teliuc, ar trebui plasate 466 de sonde pe 140 ha. De fapt, la Teliuc reţeaua a fost mult îndesită, aşa încît au fost săpate mai multe sonde pe unitatea de suprafaţă decît rezultă din acest calcul.

Avînd în vedere că terenul se ridică spre Ghelar, unde altitudinea este cu peste 400 m mai mare decît la Teliuc, va trebui ca sondele să fie forate pînă la o adîncime medie de cel puţin 250 m, pentru ca o bună parte din ele să atingă adîncimea galeriei. Prin urmare, ar fi necesar să se foreze un metraj de 466×250 =126.500 m! Această cifră nici nu este prea mare, dacă ţinem seama de faptul că regiunea este foarte frămîntată din punct de vedere tectonic. Din această cauză indicaţiunile pozitive sau negative, pe care le-ar da forajele, nu ar fi valabile decît pentru punctul explorat. O corelaţie a datelor ce se vor obţine prin sondaje nu va fi posibilă decît pentru sondajele foarte apropiate. Se găsesc zone importante (analoage de ex. cu cele de la „Pădurea Oraşului", „Nicholson" etc), unde sondele ar trebui plasate şi mai des decît au fost fixate la Teliuc, pentru ca porţiunile mineralizate să nu rămînă printre sondele ce s-ar săpa.

Pe de altă parte, menţionăm că, în general rezultatele explorărilor prin sondaje sînt puţin satisfăcătoare acolo unde zăcămintele se găsesc într-o poziţie apropiată de verticală.

Costul explorării prin sondaje — pe o zonă mai îngustă decît s-ar face prin galerii — s-ar ridica la sume enorme. Totuşi suprafaţa explorată astfel ar fi numai de 140 ha, în loc de 500—800 ha, şi poate mai mult, cît s-ar explora prin galeriile prevăzute în proiect. Afară de asta, forajele nu vor face să progreseze cu nimic lucrările de deschidere care să ducă la extracţia de minereu.

Totodată, trebuie să subliniem că *din punct de vedere geologic,* informaţiile pe care le-ar putea furniza sondajele nu ar fi atît de sigure şi valoroase ca acelea ce se pot obţine prin galerii.

In ce priveşte timpul necesar explorării prin sondaje, deşi rocele sînt tot atît de dure ca acelea întîlnite în sondajele de la Teliuc, să admitem totuşi că se va realiza o viteză de săpare mai mare (aproape dublă) decît la Teliuc şi că prin urmare se vor săpa 250 m în acelaşi timp, în care la Teliuc s-au forat 100 m. De aici ar rezulta că pentru a termina explorarea în cca. 5 ani ar fi necesare cca. 30 de aparate de foraj, spre a executa un program de foraje care să însumeze cca. 130 000 m.

Din cele de mai sus trebuie să reţinem următoarele concluzii:

1. Explorarea prin sondaje a zonei Teliuc-Ghelar ar fi mai costisitoare şi mai puţin concludentă decît printr-o galerie direcţională, din care s-ar săpa galerii transversale.

2. Practic nu este posibil ca prin sondaje să se termine explorarea amănunţită a întregei zone în 5 ani, timp după care ar urma abia să se înceapă săparea galeriei pentru deschiderea zăcămintelor.

3. *Explorarea prealabilă prin sondaje, deşi ar reprezenta numai o fază premergătoare întocmirii proiectului, ar dura un timp mai îndelungat decît însăşi executarea lucrării de explorare prin galerii.*

Prin urmare, explorarea completă, care ne-ar da informaţii precise asupra valorii miniere a zăcămintelor identificate şi ar duce totodată la *deschiderea* şi *apoi la pregătirea lor pentru abataj,* ar costa mai puţin decît sondajele ce ar fi săpate pentru pregătirea proiectului de explorare detaliată. *Executînd însă aceste sondaje, am întîrzia cu mai mulţi ani lucrarea definitivă,* care va fi fără îndoială *mai concludentă* şi *care se va plăti* în orice caz prin scăderea preţului de transport al minereurilor din zăcămintele cunoscute astăzi.

Totuşi, faptul că nu putem săpa *toate* sondele de explorare *nu* trebuie să ne determine a renunţa şi la acelea pe care *le-am putea săpa şi care ne-ar putea da indicaţii importante,* mai ales pentru plasarea galeriilor transversale. Asemenea sondaje ar fi necesare între Poiana Inorii şi Filimon şi între Filimon şi Sucovati.

In consecinţă, propun ca proiectul să fie realizat în etape succesive, începîndu-se săparea galeriei în zonele unde rezultatele sondajelor nu ar putea schimba cu nimic traseul galeriei. Lucrările să se succeadă în felul următor:

1. Din Valea Cernei să se înceapă săparea tunelului către mina Pădurea Oraşului.

2. Să se sape o galerie de coastă din Valea Runcului (cota 360—400 m).

3. Să se sape puţul auxiliar din Valea Runcului.

4. Intre timp, se vor putea executa cîteva sondaje de explorare în regiunea Filimon.

Rezultatele sondajelor ar fi utile mai mult pentru orientarea galeriilor transversale decît pentru traseul galeriei principale.

B. Eşalonarea judicioasă a lucrărilor înlătură şi a doua obiecţiune, deoarece lucrările indicate mai sus vor putea fi executate în maximum 2 ani. Prin realizarea proiectului în etape vom reuşi ca după primii 2 ani să obţinem o producţie de minereu la Poiana Inorii, la Pădurea Oraşului etc.

O altă soluţie posibilă pentru explorarea zonei mineralizate Teliuc-Ghelar ar fi continuarea şi în măsura posibilităţilor raţionalizarea sistemului aplicat pînă acum, prin care aflorimen-

tele zăcămintelor erau atacate la început direcțional, chiar la suprafață și apoi prin galerii transversale pornite din văile apropiate de la nivele din ce în ce mai joase. Impotriva acestui sistem se îndreaptă numeroase și temeinice obiecțiuni:

1. Galeriile transversale sînt obligate să străbată din ce în ce mai mult steril, așa încît pentru unele mine s-a atins limita dincolo de care lucrările în steril grevează prea mult costul producției.

2. De fiecare dată se explorează și se deschid porțiuni mici din zăcămînt și nu se pot crea rezerve vizibile mai importante.

3. Problema explorării în adîncime nu se rezolvă decît în mică parte și numai pentru orizonturile superficiale.

4. Rămîne nerezolvată problema transportului atît în ansamblu, cît și pentru fiecare mică unitate în parte.

Din cele de mai sus reese că prin examinarea critică a proiectului de explorare a zonei mineralizate Teliuc-Ghelar cu ajutorul unei galerii de bază, se ajunge la concluzia că *nici o altă soluție nu ar duce la rezolvarea radicală a problemei explorărilor* din această regiune.

În vederea întocmirii proiectului definitiv — expus numai principial în cele ce preced — au fost executate ridicări topografice și ridicări aerofotogrametrice, așa încît toate studiile prealabile se pot face pe baza unor planuri cît mai exacte. De altfel, ridicările aerofotogrametrice servesc și la studiul geologic și geofizic amănunțit al regiunei Ghelar-Vadul Dobrii.

VIII. Concluzii

1. Săparea galeriei de explorare așa cum se propune mai sus *asigură cercetarea în adîncime a zonei mineralizate* Teliuc-Ghelar-Valea Iberii, unde se găsesc cele mai importante rezerve de minereuri de fier cunoscute astăzi în țara noastră (fig. 1).

2. În afară de *explorarea zăcămintelor,* ale căror aflorimente le-am găsit prin cercetările făcute pe teren, galeria de explorare ce va porni din Valea Cernei va da posibilitatea să se descopere în adîncime *și alte zăcăminte,* despre a căror existență nu știm încă nimic. In actualul studiu al cunoștințelor, și dată fiind tectonica regiunei, se impune explorarea zăcămintelor în adîncime.

3. Odată cu explorarea în adîncime se va obține și posibilitatea de a *deschide și pregăti pentru exploatare* numeroasele iviri de minereuri și zăcămintele pe sub care va trece galeria principală (direcțională) precum și galeriile transversale. Astfel, în cazul cînd zăcămintele cunoscute se extind în adîncime, se vor crea *rezerve vizibile* importante, care vor înlesni întocmirea judicioasă a viitoarelor programe de producție.

4. *Galeria de explorare va servi ulterior ca tunel de transport* atît pentru minereurile extrase de la minele situate între Pădurea Orașului și Filimon cît și pentru acelea de la Ghelar. Astfel, nu va mai fi nevoie să se sape galerii de coastă pentru explorarea și exploatarea zăcămintelor dintre Teliuc și Ghelar.

Nu numai că se vor realiza mari economii datorită transportului mai ieftin, dar se va acoperi integral costul galeriei direcționale de explorare (v. cap. IV).

5. Sumele pe care le-am luat în considerare pentru executarea proiectului au numai o valoare estimativă și ele ar putea reda *numai ordinul de mărime al costului lucrărilor.* În general, am evaluat cifre cît mai acoperitoare.

6. *Costul lucrării* va fi larg acoperit prin deschiderea în adîncime a zăcămintelor cunoscute astăzi și prin obținerea unei căi de transport mai scurte și mai ieftine între exploatările miniere și uzine. Așadar, *explorarea însăși, deși constituie scopul nostru* principal, va fi realizată pe deasupra celorlalte avantaje create prin executarea acestui proiect

★

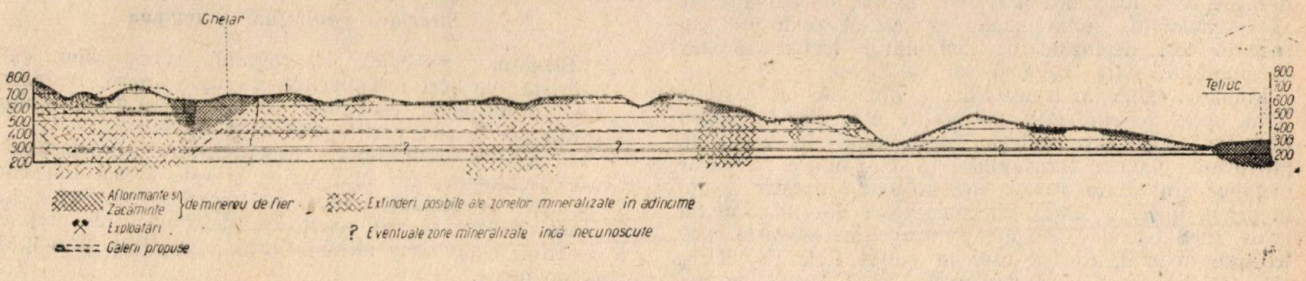


Fig. 1.

Ideile expuse într-un calcul tehnico-economic și un anteproiect întocmit acum un deceniu au rămas în mare parte valabile.

Pe baza studiilor actuale verificăm dacă și în ce măsură argumentele tehnico-economice bazate pe cunoștințele geologice de astăzi sporesc posibilitățile de realizare a proiectului.

Prospecțiuni geochimice în vederea identificării de noi zăcăminte cuprifere în regiunea Bălan

Geolog **Valentina Vlaicu**

Prospectarea geochimică a zăcămintelor de minereuri a căpătat o largă răspîndire în numeroase țări, fiind aplicată în cele mai diferite condiții, atît pentru rezolvarea unor probleme legate de structura geologică a zăcămintelor cunoscute, cît și pentru identificarea de zăcăminte noi.

Metodele geochimice de prospecțiune se bazează pe determinarea conținuturilor anomale ale unor elemente de mineralizare în roci, în produsele lor de alterare, în soluri, ape naturale, plante, pentru stabilirea eventualelor zone de anomalii — aureole geochimice — considerate dependente de existența concentrațiilor de substanțe minerale utile.

Cu toate că metodologia acestor lucrări nu a ieșit încă în întregime din faza de elaborare, aplicarea lor în străinătate a dus la rezultate importante, recuperîndu-se cu prisosință, prin valoarea zăcămintelor deschise, cheltuielile legate de experimentarea lor.

Prospecțiunile geochimice fac posibilă detectarea unor zăcăminte în regiuni complet acoperite, în timp scurt și cu un preț de cost comparativ scăzut. Aplicate izolate sau împreună cu alte metode de prospecțiune, ele pot să pună la dispoziție informații prețioase asupra geologiei zăcămintelor, permițînd reducerea volumului lucrărilor mai costisitoare de explorare.

Studiul geochimic procură adesea date importante în stabilirea genezei, prin rezolvarea unor probleme legate de căile de acces ale mineralizațiilor, migrația elementelor și diferite procese fizico-chimice, care afectează zăcămintele și rocile înconjurătoare.

Procesele de migrație și concentrare a cuprului

Existența sub diferite forme a cuprului în soluri depinde de numeroși factori, fiind condiționată îndeosebi de procesele din zona de oxidație a zăcămintelor și dezagregarea mecanică a rocilor. Zonele de oxidație ale zăcămintelor de sulfuri diferă extrem de mult prin caracterul lor, depinzînd de mai mulți factori specifici zăcămîntului, atît regionali, cît și locali.

Rolul hotărîtor în transformările din zona de oxidație îl au apele de suprafață, îmbogățite mai ales în oxigen liber și CO_2, care pătrund descendent în zăcămînt, provocînd diverse transformări fizico-chimice. Sulfurile metalice sînt transformate sub influența acestor soluții în prima fază în sulfați cu comportări diferite. Sulfatul feros ($FeSO_4$), de exemplu, provenit din oxidarea piritei este instabil, trecînd ușor în sulfat feric $Fe_2(SO_4)_3$, care se transformă în continuare în hidroxid de fier stabil și insolubil, depunîndu-se în sol. Sulfatul de cupru provenit din transformarea calcopiritei este, dimpotrivă, stabil din punct de vedere chimic și totodată ușor solubil, astfel încît este transportat de soluții, în cea mai mare parte descendent spre nivelul hidrostatic, unde, intrînd în reacție cu sulfurile primare, formează sulfuri secundare de cementație (covelină β — calcozină, bornit). Se produce astfel o sărăcire relativă în cupru a zonei de oxidație.

Deși la suprafață cuprul are capacitate ridicată de migrație, există totuși factori care contribuie la fixarea cuprului în zona de oxidație și în soluri, iar căile prin care această fixare se poate face sînt destul de numeroase. Astfel, diverși carbonați transformă soluțiile acide în care este dizolvat sulfatul de cupru în soluții alcaline și precipită cuprul sub formă de carbonați. Produsele coloidale, cum sînt gelurile de silice, diverși compuși argiloși ai solului etc. absorb și fixează cationii de cupru din soluțiile de sulfați.

Mineralogia cuprului din zona de oxidație este practic mult mai variată decît cea schițată anterior, incluzînd numeroase procese chimice, unele incomplet studiate, condiționate de o diversitate de factori. Datorită acestor reacții chimice, rămîne suficient cupru fixat în solul suprapus zăcămîntului alterat, pentru ca zona respectivă să se evidențieze printr-un conținut mai ridicat decît a terenului care acoperă porțiunile sterile. De aici rezultă posibilitatea de a se obține rezultate destul de sigure prin prospecțiuni, pe baza determinării conținutului de cupru în sol.

*

In cadrul activității de prospecțiune și explorare a T.P.E.D.M.N. a fost executată pentru prima oară, în anul 1957, prospectarea geochimică cu caracter experimental, pe baza aureolelor secundare din sol, a zăcămîntului cuprifer din șisturile cristaline ale Carpaților Orientali, de la Bălan.

Zona prospectată este acoperită cu sol gros, fără indicații vizibile de mineralizație la suprafață, în cea mai mare parte neafectată de lucrări miniere.

Rezultatele lucrărilor au fost pozitive, putîndu-se contura zone de anomalii cu conținut mai ridicat de cupru, a căror legătură cu mineralizația primară a putut fi verificată în porțiunile lucrărilor miniere existente.

Structura geologică a regiunii

Structura geologică a regiunii zăcămîntului este formată din roci metamorfice de tip epizonal, reprezentate prin șisturi cuarțitice sericitoase-cloritoase, șisturi grafitoase și roci porfirogene (fig. 1).

Complexul șisturilor cuarțitice-sericitoase-cloritoase are răspîndirea cea mai mare și este format din roci cu aspect accentuat șistuos, cu treceri spre șisturi cloritoase, sericitoase sau cuarțitice, determinate de preponderența unuia sau altuia dintre mineralele principale componente.

Șisturile grafitoase au o răspîndire mult mai redusă, fiind localizate în acoperișul zonei mineralizate.

Rocile porfirogene au fost observate numai sporadic, în partea nordică a zăcămîntului.

Direcția generală a rocilor metamorfice este NNV-SSE cu căderi mari, cuprinse între 30 și 70°.

Numeroase falii au provocat deplasări ale formațiilor, uneori destul de însemnate, deranjînd continuitatea lor pe direcție.

In partea sudică, peste șisturile cristaline, este depozitat un strat gros de material detritic grosier for-

mat din elemente de roci sedimentare mezozoice şi şisturi cristaline, prinse într-o masă argiloasă.

Acest depozit pliocen de formă alungită, transversal pe direcţia şisturilor cristaline, are o lăţime de 300 m şi o grosime care ajunge uneori pînă la 100 m.

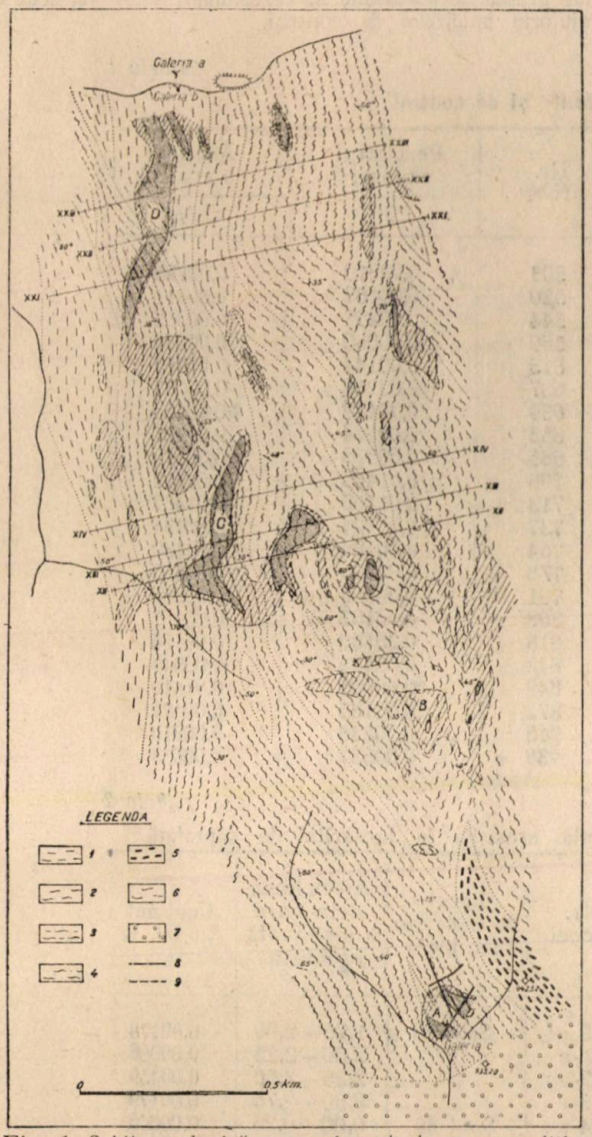


Fig. 1. Schiţa geologică a zonei centrale cu anomaliile geochimice determinate :

1 — şisturi clorito-cuarţitice ; *2* — şisturi sericito-cuarţitice ; *3* — şisturi clorito-sericito-cuarţitice ; *4* — şisturi sericito-clorito-cuarţitice ; *5* — cuarţite sericitoase ; *6* — şisturi cuarţitice feldspatice (porfirogene) ; *7* — conglomerate ; *8* — conturul anomaliilor principale ; *9* — conturul anomaliilor secundare

Mineralizaţia, aşa cum se cunoaşte din lucrările miniere, este asociată de regulă cu şisturile cloritoase şi este constituită din impregnaţii de intensitate variabilă în masa şisturilor, formînd benzi sau lentile concordante cu rocile gazdă.

Mineralizaţia este formată din pirită, calcopirită şi cu totul subordonat din galenă, blendă, magnetită, tetraedrit, covelină şi calcozină.

Se pot recunoaşte trei benzi de mineralizare, paralele, cu grosimi cuprinse între 3 şi 16 m, formînd în ansamblu o zonă mineralizată cu o grosime de peste 100 m.

In interiorul fiecăreia din aceste benzi, variaţia intensităţii mineralizării este foarte mare atît pe direcţie, cît şi pe înclinare.

Suprafaţa prospectată este acoperită cu un strat continuu de sol argilos, a cărui grosime ajunge pînă la 5 m, format prin alterarea rocilor primare.

Deschiderile naturale în roca nealterată sînt rare, din această cauză determinarea la suprafaţă a zăcămîntului prin cartare geologică obişnuită nu este posibilă.

Structura solului se poate observa pe toată grosimea lui în săpăturile de suprafaţă executate în vederea întocmirii hărţii geologice de detaliu. In partea superioară, solul vegetal de culoare cenuşie are o grosime care nu depăşeşte 20—30 cm. In continuare, săpăturile străbat o masă argiloasă-nisipoasă de culoare brună gălbuie, pînă la brună roşcată, în funcţie de conţinutul de oxizi de fier, conţinînd material detritic de dimensiuni variabile, provenit din dezagregarea şisturilor. In porţiunea împădurită, solul are grosimi mai mici şi este mai sărac în material argilos, predominînd detritusul grosier.

Permeabilitatea solului în unele porţiuni este foarte scăzută ; din această cauză, în depresiuni suprafaţa ia un aspect mlăştinos.

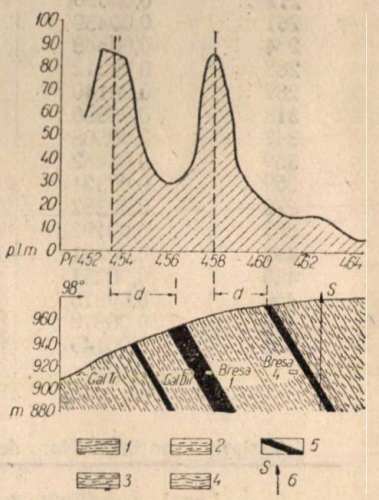


Fig. 2. Corelarea diagramei geochimice cu profilul geologic în zona galeriei de explorare Fagul Cetăţii :

1 — şisturi clorito-sericito-cuarţitice ; *2* — şisturi clorito-cuarţitice ; *3* — şisturi sericito-clorito-cuarţitice ; *4* — şisturi grafitoase ; *5* — zona mineralizată ; *6* — sondă

Poziţia genetică a zăcămîntului de la Bălan, în cadrul cristalinului Carpaţilor Orientali. Zăcămîntul cuprifer de la Bălan se integrează în orizontul petrografic metalifer al cristalinului din Carpaţii Orientali, reprezentînd zona mineralizată din extremitatea sudică a acestuia.

Pe baza numeroaselor analogii cu alte zăcăminte se poate afirma că zăcămîntul de la Bălan este de origină sedimentogenă, fiind recristalizat şi parţial mineralizat cu cupru, în timpul metamorfismului.

Intrucît şi acest zăcămînt prezintă aureole de impregnaţie, prospecţiunea geochimică a cristalinului şi a zonelor slab impregnate prezintă un interes şi o aplicabilitate deosebită (fig. 2).

EFECTUAREA ŞI REZULTATELE PROSPECŢIUNILOR GEOCHIMICE

Sistemul de colectare a probelor de sol a fost stabilit ţinîndu-se seama de caracteristicile cunoscute ale zăcămîntului şi ale regiunii.

Punctele de luare a probelor au fost situate pe profile transversale, pe direcţia mineralizării, majoritatea

profilelor avînd aceeaşi poziţie transversală şi faţă de versanţii reliefului. În total au fost recoltate 1468 probe, din 20 în 20 m, pe profile distanţate la 100 m. Suprafaţa prospectată este de aproximativ 3 km².

Pentru verificarea influenţei distanţei dintre probe asupra rezultatelor, pe două profile s-au îndesit punctele de probare la 10 m.

simea solului din pereţii cîtorva lucrări miniere de suprafaţă, care s-au săpat în acelaşi timp cu executarea prospecţiunilor geochimice.

Analiza chimică a probelor s-a făcut prin metoda colorimetrică, bazată pe formarea ditizonatului de cupru, iar gradul de preciziune al rezultatelor a fost verificat cu ajutorul analizelor de control.

Tabela 1

Rezultatele analizelor curente şi de control

Nr. probei	Rezultatul analizei Cu%	Analiza de control Cu%	Nr. probei	Rezultatul analizei Cu%	Analiza de control Cu%
113	0,00344	0,00122	503	0,03310	0,03725
125	0,00166	0,00061	520	0,00160	0,00211
149	0,00318	0,00279	544	0,00268	0,00352
173	0,00297	0,00332	589	0,00060	0,00086
186	0,00156	0,00171	613	0,00144	0,00155
212	0,00058	0,00102	637	0,00288	0,00237
261	0,00439	0,00270	639	0,00442	0,00755
264	0,00348	0,00222	663	0,00264	0,00261
288	0,00212	0,00167	685	0,00078	0,00119
289	0,00140	0,00082	709	0,01445	0,00812
313	0,00596	0,00296	713	0,01105	0,01462
347	0,00508	6,00178	737	0,00124	0,00134
359	0,00452	0,00278	754	0,00186	0,00130
369	0,00321	0,00304	778	0,00895	0,00652
370	0,00382	0,00190	791	0,00303	0,00283
389	0,00192	0,00204	808	0,00182	0,00191
401	0,00281	0,00294	818	0,00158	0,00156
426	0,00221	0,00158	842	0,00482	0,00545
450	0,00316	0,00638	849	0,00925	0,01610
458	0,00878	0,00600	872	0,00185	0,00172
482	0,00149	0,00206	915	0,00246	0,00316
			933	0,00537	0,00633

Tabela 2

Variaţia conţinuturilor de cupru pe verticală, urmărită în lucrările de suprafaţă

Nr. probei	Locul de unde s-a luat proba	Adîncimea dela care a fost luată proba, m	Conţinut în Cu, %	Nr. probei	Locul de unde s-a luat proba	Adîncimea dela care a fost luată proba, m	Conţinut în Cu, %
1 a	Şanţ 135	0 —0,25	0,00133	20 a	Şanţ 78	1,75—2,00	0,00178
2-a	„	0,25—0,50	0,00115	21-a	„	2,00—2,25	0,00086
3-a	„	0,50—0,75	0,00143	22-a	„	2,25—2,50	0,00459
4-a	„	0,75—1,00	0,00086	23-a	„	2,50—2,75	0,00179
5-a	„	1,00—1,25	0,00586	24-a	Şanţ 86	0,00—0,25	0,00066
6-a	„	1,25—1,50	0,00159	25-a	„	0,25—0,50	0,00079
7-a	„	1,50—1,75	0,00343	26-a	„	0,50—0,75	0,00114
8-a	„	1,75—2,00	0,00671	27-n	„	0,75—1,00	0,00273
9-a	„	2,00—2,25	0,00512	28-a	„	1,00—1,25	0,00990
10-a	„	2,25—2,50	0,00197	29-a	„	1,25—1,50	0,01205
11-a	„	2,50—2,75	0,00331	30-a	„	1,50—1,75	0,02825
12-a	„	2,75—3,00	0,00129	31-a	„	1,75—2,00	0,01285
13-a	Şanţ 78	0,00—0,25	0,00070	32-a	Puţ 107	0,00—0,25	0,00049
14-a	„	0,25—0,50	0,00128	33-a	„	0,25—0,50	0,00067
15-a	„	0,50—0,75	0,00078	34-a	„	0,50—0,75	0,00099
16-a	„	0,75—1,00	0,00083	35-a	„	0,75—1,00	0,00034
17-a	„	1,00—1,25	0,00086	36-a	„	1,00—1,25	0,00030
18-a	„	1,25—1,50	0,00201				
19-a	„	1,50—1,75	0,00117				

Ca bază topografică a fost folosită o hartă în scara 1 : 2000 pentru fixarea în plan a lucrărilor.

Materialul necesar analizelor chimice a fost extras din sol cu ajutorul unui tub-sondă, de la o adîncime cuprinsă între 0,3 şi 0,6 m.

Pentru a se cunoaşte variaţia pe verticală a conţinuturilor de cupru, s-au colectat probe pe toată grosimea solului din pereţii cîtorva lucrări miniere de suprafaţă, care s-au săpat în acelaşi timp cu executarea prospecţiunilor geochimice.

Erorile se încadrează, în general, în limitele admisibile, iar rezultatele analizelor curente şi ale celor de control păstrează, în cazul cînd există diferenţe, în majoritate acelaş ordin de mărime (tabela 1).

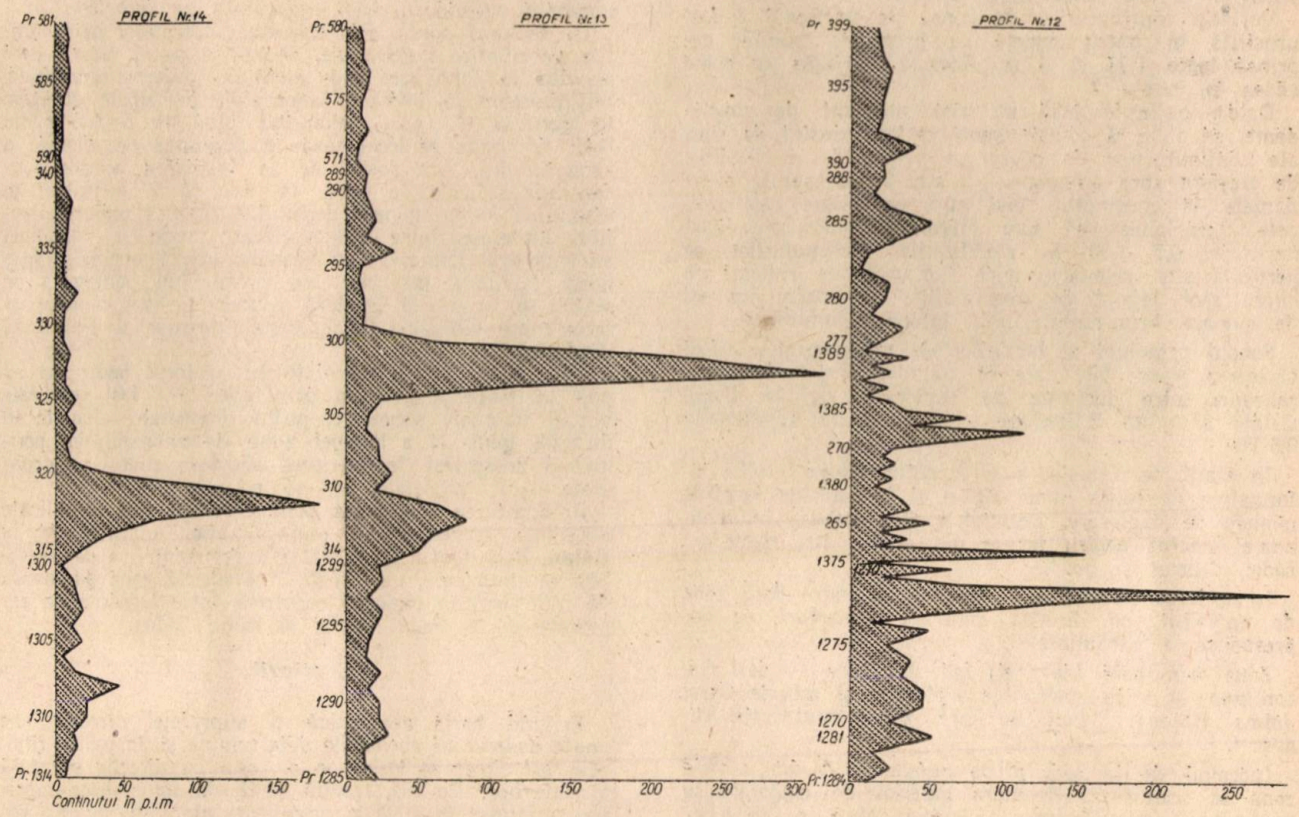
Lucrările de prospecţiune au pus în evidenţă prezenţa cuprului în sol, pe toată suprafaţa cercetată,

şi au permis conturarea unor zone cu conţinuturi mai ridicate.

In porţiunile cele mai sărace, conţinutul mediu în cupru este cuprins între 5 şi 15 p.l.m (părţi la milion), iar în altele, situate de obicei în vecinătatea anomaliilor, conţinutul mediu ajunge la 10—20 p.l.m.

Pentru conturarea anomaliilor au fost alese curbele care marchează conţinuturile de 60 şi 30 p.l.m. Primele delimitează zone de anomalii considerate principale, iar celelalte conturează zonele secundare (fig. 3).

Curba de 60 p.l.m. reprezintă izolinia conţinuturilor celor mai ridicate, care permit conturarea unor zone reprezentative, iar curba de 30 p.l.m. a fost aleasă în aşa fel încît zonele delimitate de ea să aibă un conţinut evident mai ridicat decît regiunea înconjurătoare.



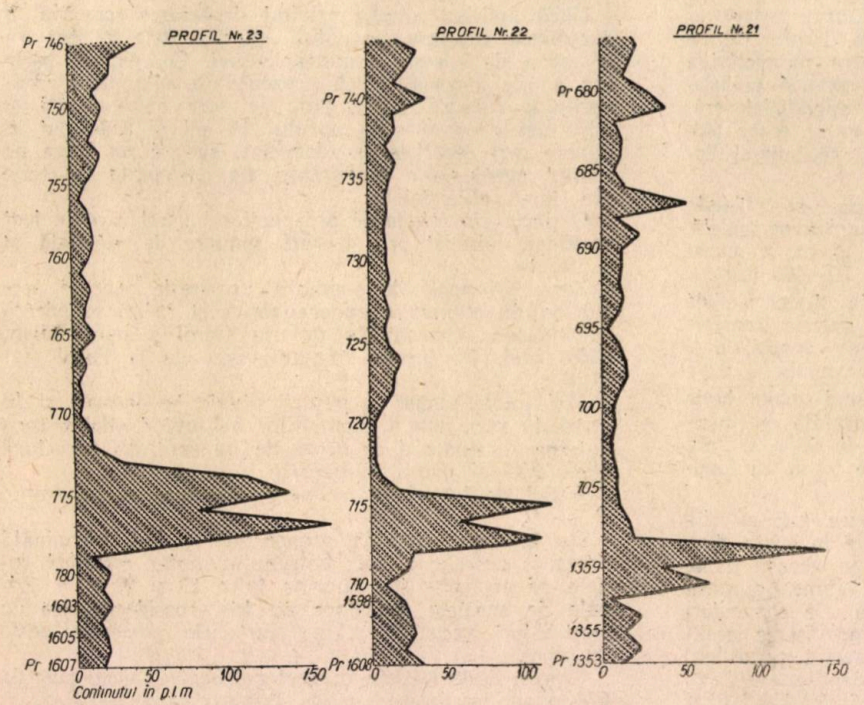


Fig. 3. Variaţia conţinutului în cupru pe profile transversale (indicate pe harta din fig. 1) pe direcţia şisturilor

Deşi între aceste conţinuturi anomale şi fondul geochimic al perimetrului nu sînt diferenţe prea mari, anomaliile apar bine individualizate, fapt care se observă mai ales în diagramele conţinuturilor de profile.

Rezultatele probelor colectate de pe profilele 12 şi 15 prin micşorarea distanţei dintre probe la 10 m nu au fost de natură să impună modificarea izoliniilor trasate pe baza reţelei iniţiale, care s-a dovedit astfel potrivită pentru zăcămîntul cercetat.

Variaţia conţinuturilor în cupru pe verticală a fost urmărită în patru puncte cu grosimea solului cuprinsă între 1,25 şi 3 m. Această variaţie se poate vedea în tabela 2.

Datele obţinute însă nu sînt suficient de concludente, se observă totuşi uneori variaţii destul de mari ale conţinuturilor de cupru pe verticală, cu tendinţe de creştere spre adîncime. Nu sînt însă excluse alternanţele de conţinuturi mai mici ca altele mai ridicate. S-ar părea că spre suprafaţă, pînă la adîncimea de 0,7—1,00 m modificările conţinuturilor pe verticală sînt cele mai mici. Conţinuturile ridicate de cupru sînt legate de intercalaţiile argiloase din sol de culoare brun-roşcate, mai intens limonitizate.

Scopul principal al lucrărilor de prospecţiune a fost obţinerea unor date care să confirme existenţa mineralizaţiei între lucrările de explorare de la Fagul Cetăţii şi mina Bălan, pe o lungime de aproximativ 2,5 km.

In afară de aceasta, s-au executat cîteva profile informative deasupra minei Bălan şi la sud de lucrările miniere de explorare. Rezultatele sînt expuse în continuare separat pentru fiecare din aceste trei sectoare: sudic, central şi nordic.

In sectorul central se evidenţiază în mare două zone de anomalii, cu direcţia generală apropiată de cea presupusă a zăcămîntului.

Zona principală (de vest) face legătura — deşi discontinuu — între galeria de explorare şi galeria Carol (mina Bălan), punct în care zăcămîntul este cunoscut.

Incepînd de la sud, prima anomalie *A* din această zonă se conturează deasupra galeriei de explorare cu conţinuturi peste 60 p.l.m., ajungînd pînă la 336 p.l.m. In continuarea acestei anomalii de mică extindere (pe circa 560 m) cuprul apare în sol în cantităţi reduse, în general sub 10 p.l.m. sau chiar 5 p.l.m. Faptul că lucrările de explorare găsesc în continuare mineralizaţia spre nord şi în afara anomaliei *A*, se explică probabil prin variaţia şi lipsa cuprului în zonele superficiale erodate. Forma lenticulară a zăcămîntului ne-ar putea face să admitem că în apropierea suprafeţei zăcămîntul lipseşte.

In continuare, pe direcţia zonei principale se întîlneşte ramura vestică a unei anomalii *B*, de formă neregulată, caracterizată prin conţinuturi de 30—60 p.l.m. şi numai accidental există puncte mai bogate, de 70—100 p.l.m.

Mai departe, spre nord, după o altă discontinuitate de 200 m la aproximativ 1100 m de la galeria transversală de explorare, sînt localizate succesiv anomaliile *C* şi *D*. Curba de 30 p.l.m. conturează anomalia *C* după o linie foarte neregulată, determinînd mai multe braţe alăturate, alungite pe direcţia N—S. Suprafaţa din intervalul anomaliei *C*, închisă prin izolinia de 60 p.l.m., are o lungime de 490 m şi lăţimea medie de 60 m, cu conţinuturi de cupru pînă la 175 p.l.m.

Paralel şi în vecinătatea acesteia, spre est, se află două anomalii reduse ca întindere, bogate în cupru, pînă la 320 p.l.m. Ultima anomalie *D*, de pe această zonă, are o lungime de aproape 1000 m şi lăţimea cuprinsă între 80 şi 200 m. Anomalia secundară are conţinuturi de cupru între 30 şi 50 p.l.m. In interiorul ei se localizează anomalia principală, care se dezvoltă pe o lungime de 360 m şi o lăţime care nu depăşeşte 100 m. Ea urmăreşte linia de aflorare a zăcămîntului întîlnit în galeria Carol şi are conţinuturi de cupru pînă la 160 p.l.m.

A II-a zonă de anomalii din sectorul central — cea estică — este mai slab individualizată atît în ce priveşte continuitatea cît şi concentraţiile de cupru, direcţia ei fiind apropiată de direcţia zonei vestice. Ea este formată din ramura estică a anomaliei *B*, care ocupă o suprafaţă neregulată, alungită pe direcţia zonei în care conţinuturile de cupru nu depăşesc decît întîmplător 40—50 p.l.m. In continuare, pe aceeaşi direcţie, se înşiră cîteva anomalii secundare, puţin dezvoltate ca întindere.

In sectorul nordic s-au executat informativ patru profile geochimice transversale, deasupra minei Bălan, care au dus la conturarea unor anomalii puternic dezvoltate, conţinuturile în interiorul anomaliei principale depăşesc în general 100 p.l.m., ajungînd pînă la 5—600 p.l.m. Deşi anomalia se localizează în regiunea de aflorare a zăcămîntului, este posibil ca la formarea acestor concentraţii ridicate de cupru în sol să fi contribuit şi eventuale lucrări miniere vechi din această regiune. Profilul din extremitatea nordică nu are probe cu conţinuturi anormale şi limitează din această cauză anomalia spre nord. Numărul insuficient de profile nu permite a se stabili o eventuală legătură dintre această limitare şi falia mare din mina Bălan, care întrerupe şi deplasează zăcămîntul.

Cele patru profile executate în sectorul sudic nu au pus în evidenţă anomalii principale. Au fost conturate numai anomalii secundare, puţin dezvoltate, alungite în direcţia generală a întregei zone de anomalii din perimetrul prospectat. In interiorul acestora cuprul nu depăşeşte decît întîmplător 40—45 p.l.m.

Prospectarea geochimică prin care au fost identificate aureolele secundare ale mineralizaţiei cuprifere de la Bălan, deşi a avut un caracter experimental, a dat rezultate mulţumitoare, fiind pusă în evidenţă zona purtătoare de minereuri în regiunea cuprinsă între lucrările de explorare de la Fagul Cetăţii şi mina Bălan.

Concluzii

Privind harta geochimică a suprafeţei cercetate, se poate observa că anomaliile determinate şi, în primul rînd, cele principale se înşiră pe o zonă cu direcţia generală a şisturilor. De aici, rezultă prezenţa mineralelor cuprifere cuprinse în anumite orizonturi ale şisturilor din regiune.

Dacă aplicăm corecţia privind deplasarea spre aval a aureolelor cuprifere, se obţin anumite date în legătură cu zona de aflorare a mineralizaţiei. Cel puţin o parte din aceste anomalii indică prezenţa în adîncime a zăcămîntului cuprifer. Unele din ele s-ar putea datora şi migraţiei geochimice a cuprului în sol şi fixării lui în puncte mai depărtate de zăcămînt, sau se pot forma pe seama eventualelor impregnaţii de calcopirită în rocile din jurul zăcămîntului.

O parte din rezultatele prospecţiunii geochimice au fost verificate imediat prin lucrări miniere de suprafaţă şi subterane.

Zona principală de anomalii urmăreşte punctele presupuse de aflorare a mineralizaţiei şi indică extinderea zăcămîntului cunoscut în galeria Carol şi mina Bălan, către sud, în direcţia mineralizaţiei de la Fagul Cetăţii.

Mai multe şanţuri şi puţuri situate pe anomalii şi în imediata vecinătate a anomaliilor au întîlnit solul şi roca puternic limonitizată cu urme de mineralizaţie (structură alveolară) şi uneori piritizări.

Astfel de lucrări se întîlnesc mai ales pe anomaliile *C* şi *D*.

Pe întreaga suprafaţă prospectată a fost determinată prezenţa cuprului în sol; conţinutul mediu, exceptînd zonele de anomalii, este cuprins între 10 şi 20 p.l.m. Zonele de anomalii secundare au fost considerate cele cu conţinuturi peste 30 p.l.m., iar cele principale peste 60 p.l.m.

Conţinuturile maxime în sectorul central ajung pînă la 830 p.l.m., iar deasupra minei Bălan pînă la 5—600 p.l.m.

Pe verticală, pe toată grosimea solului, migrația cuprului se face, după datele sumare obținute, adesea destul de neregulat, putîndu-se, în general, observa o creștere a conținutului de cupru, spre adîncime. Uneori se pot constata alternanțe de conținuturi scăzute și bogate. Asemenea variații sînt mai puțin frecvente pe adîncimi mai mici de 1 m.

In afară de anomaliile care sînt provocate de prezența zăcămîntului, mai sînt unele care probabil pot avea drept cauză migrația cuprului în concentrarea lui în diferite zone, sau existența unor impregnații cuprifere în rocile din jurul zăcămîntului. Continuarea prospecțiunilor în această regiune va completa observațiile asupra comportării cuprului în sol.

In general, deși nu avem încă o verificare suficientă a mineralizațiilor în legătură cu anomaliile, putem afirma că datele obținute sînt prețioase pentru prospectarea zăcămintelor.

Credem că distribuția pe suprafață a aureolelor secundare corespunde destul de strîns cu prezența mineralizației cuprifere în zona suprafeței, redîndu-ne chiar o serie de accidente tectonice, în special falii, care au dislocat zăcămîntul pe distanțe mari. Din această cauză, explorarea în continuare a zăcămîntului va avea de această dată oarecare argumente pentru dirijarea lucrărilor.

Lipsa anomaliilor în anumite părți de legătură dintre ivirile cunoscute nu conduc neapărat la concluzia lipsei de continuitate a zăcămîntului, întrucît se poate ca pe aceste porțiuni el să fi rămas în adîncime, fără să afloreze.

Pentru utilizarea anomaliilor geochimice este absolut necesar ca rezultatele să fie puse de acord cu o prospecțiune detaliată a suprafeței, relativ la structura geologică.

Concluzii mai complete asupra prospecțiunilor executate se vor putea formula pe măsură ce lucrările de explorare vor furniza mai multe date asupra relațiilor dintre zăcămînt și anomaliile găsite în sol.

Bibliografie

[1] Băncilă I.: *Etude geologique dans les monts Hăghimaș-Ciuc (Carpates Orientales).* Anuarul Institutului Geologic, vol. XXI, 1941.

[2] Smirnov V. S.: *Zona de oxidare a zăcămintelor de sulfuri.* Moscova 1954.

[3] Saukov A. A.: *Geochimie* — (Trad. din l. rusă, 1954).

[5] Stuparu M. și Stuparu F.: *Raport asupra lucrărilor de prospecțiune și explorare geologică executate pe zăcămîntul Bălan — Sectorul Fagul Cetății — regiunea Autonomă Maghiară — pe anul 1957.*

[6] Raportul T.P.E.D.M.N. 1957.

Considerațiuni generale asupra ivirilor de fosfați naturali de la Cuza Vodă—Medgidia

Ing. Iulian Bădescu

Cerințele industrializării rapide și ale dezvoltării agriculturii din țara noastră, pun în fața geologilor și tehnicienilor numeroase și variate probleme în legătură cu identificarea și valorificarea substanțelor minerale utile.

In articolul de față sînt arătate datele obținute în urma lucrărilor de prospecțiune, referitoare la ivirile de fosfați naturali de la Cuza Vodă, raionul Medgidia.

Scurtă descriere geologică.

Din punct de vedere stratigrafic regiunea este alcătuită din depozite atribuite Cretacicului, Neogenului și Cuaternarului.

Cretacicul. Formațiunea cretacică, din vecinătatea satului Cuza Vodă, cuprinde depuneri apțiene, albiene, senomaniene, turoniene și senoniene. Sedimentele de la baza Cretacicului și anume Vallanginianul, Hautervianul și Barremianul nu afloreză în regiune, ele apar la Cernavodă, Valea Seimenilor și Cochirlenilor, la Rosova și în general pe toate văile ce sînt orientate spre Dunăre.

In forajele executate în regiune, au fost întîlnite calcarele barremiene, cu o bogată și variată faună neritică (Requienia amonia, Monopleură trilobată, Ostrea leymeriei, Exogyra couloni).

Apțianul. Este în întregime de facies continental fiind format din conglomerate, pietrișuri și nisipuri cu stratificație torențială (fig. 1); în partea inferioară conține intercalații de argile caolinoase, unsuroase și divers colorate, (fig. 2).

Gaultul. In întregime de facies marin, este format din nisipuri și gresii verzi glauconitice (fig. 3). Fauna este reprezentată prin *Belemnites minimus, Nautilus, albensis, Hoplites tardefurcatus, Exogyra apuila, Epiaster distinctus,* etc.

Grosimea depozitelor este limitată la cîțiva metrii, etajul fiind foarte bine dezvoltat în zona cuprinsă între Valea Cochirlenilor și Seimenilor.

Cenomanianul din regiunea Cuza Vodă, apare format din gresii calcaroase gălbui-verzui, cu un orizont de conglomerate la bază. Printre elementele conglomeratice se remarcă prezența fosilelor albiene remaniate și fosforitizate și a concrețiunilor de fosforit (fig. 1 și 3).

Printre fosilele întîlnite citățm: *Mortoniceras inflatum, Turrilites puzosionus, Achanthoceras mantelli,* etc.

Turonianul este reprezentat prin gresii calcaroase, gălbui, ce au o grosime foarte mică. In majoritatea cazurilor este erodat.

Senonianul constă din marne calcaroase albicioase, din calcare nisipoase și cretă albă cu concrețiuni de silex (fig. 4).

La Cuza Vodă, ca de altfel la Basarabi și Nazarcea, predomină faciesul cretos. Printre fosilele întîlnite citățm: *Belemnitella mucronata, Ostrea vesicularis, Terebratula Carnea* și foarte multe resturi de *Inoceramus.*

Miocenul este reprezentat prin depuneri sarmațiene ce se așează transgresiv peste formațiunile cretatice. La bază, sarmațianul are un strat de marnă argiloasă (fig. 4), iar restul este format din calcare fosilifere — lumachelli.

★

In general depunerile cretacice sînt cutate. ele prezintă ondulații cu amplitudini mici și au fost supuse unei eroziuni mai mult sau mai puțin accentuate (fig. 5).

La SV de satul Cuza Vodă, în apropierea șoselei Constanța Cerna Vodă, apțianul apare la zi; în mare parte este însă acoperit de loess.

Spre NE, apțianul se afundă, ceea ce dă posibilitate să afloreze depunerile albiene și senoniene, care sînt concordante cu pietrișurile apțiene. Din cauza erodărilor ce au avut loc, în multe cazuri albianul și senonianul

au fost complet erodate, dînd posibilitate Sarmaţianului, să se depună discordant pe apţian.

Quaternarul este reprezentat prin depuneri eoliene de loess care acoperă ca o cuvertură suficient de groasă depunerile sarmaţiene şi chiar cretacice.

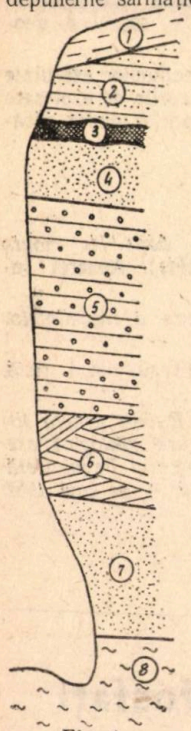


Fig. 1.

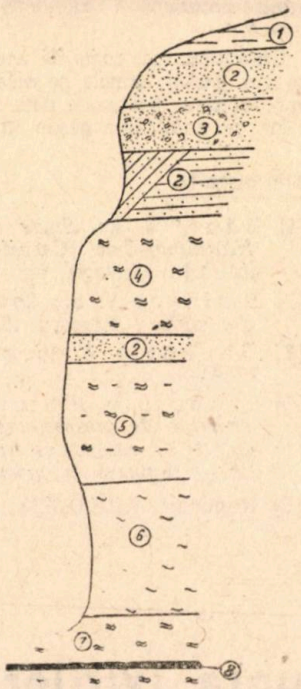


Fig. 2.

Fig. 1. Profil schematic prin cariera nr. 1 :
Quaternar : 1. — loess ; *Senonian-Turonian : 2* — gresie calcaroasă cu resturi de inoceramus ; *Cenomanianul : 3* — depuneri de fosforit ; *Albionul : 4* — gresie glauconitică ; *Apţianul : 5* — microconglomerate ; *6* — nisipuri şi pietrişuri slab cimentate cu stratificaţie torenţială ; *7* — nisipuri ; *8* — argile caolinoase.

Fig. 2. Profil prin cariera de argilă caolinoasă Speranţa :
1 — loess ; *2* — nisipuri ; *3* — pietrişuri slab cimentate ; *4* — argilă vînătă ; *5* — argilă roşie ; *6* — argilă albă ; *7* — argilă vînătă nisipoasă ; *8* — lignit.

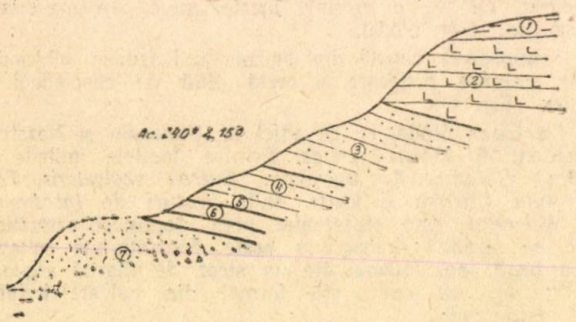


Fig. 3. Profil pe V. Hagi Cabul în dreptul satului Cuza Vodă :
1 — Cuaternar ; *2* — Sarmatian ; *3, 4* — Senonian-Turonian ; *5, 6* — Cenomanian ; *7* — Gault.

Descrierea zăcămîntului

Ivirile de fosfaţi naturali sînt întîlnite la est de satul Cuza Vodă, de-a lungul Văii Hagi Cabul şi anume în pereţii nordici ai carierelor de nisipuri şi pietrişuri şi în deschiderile naturale determinate de torenţii de pe flancul estic al V. Hagi Cabul (fig. 5).

Fosfaţii naturali şi anume Collophanul şi Dahlitul apar sub formă de impregnaţie sau pelicule, fie în elementele conglomeratice atribuite Cenomanianului, fie sub formă de impregnaţii în depozitele faciesului cretos de culoare galbenă de la baza Senonianului. Din această cauză zăcămîntul apare foarte neregulat, prezentînd grosimi cuprinse între 0,2—10 m.

În culcuşul zăcămîntului apar gresii verzi glauconitice, în care concentraţia de fosfat este mai redusă. Coperişul zăcămîntului este fomat din depunerile cretoase senoniene.

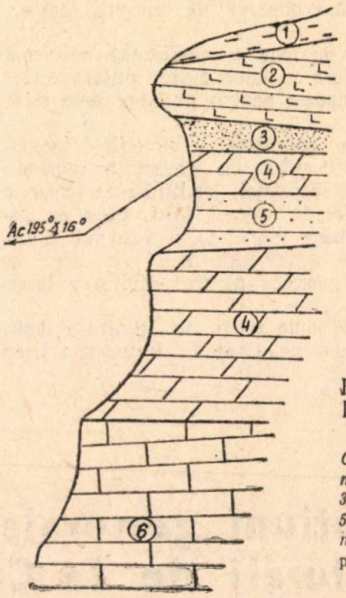


Fig. 4. Profil pe Valea Hagi Cabul în dreptul satului Cuza Vodă :
Cuaternar : 1 — loess ; *Sarnonian : 6* — calcare nisi- *3* — nisip ; *4* — marnă ; *5* — gresie silicioasă ; *Senonian : 6* — Calcare nisipoase şi cretă cu concreţiuni de silex.

Orizontul de fosfaţi naturali ste alcătuit din resturi de fosile echinide şi amonţi rulate şi fosforitizate ca de exemplu : *Epiaster distinctus, Schloenbachia Varians* Sow. etc., şi bucăţi de gresie glauconitică rulate, în al cărui ciment calcaros este diseminat fosfatul de calciu. La acestea se adaugă depunerile cretoase de la baza Senonianului în care fosfatul de calciu amorf apare fin diseminat.

Pe direcţia NE—EV zăcămîntul de fosfaţi de la Cuza Vodă a fost urmărit pe cca 2000 m. iar pe direcţia E—V cca. 800 m. Spre est depunerile senoniene şi cenomaniene sînt acoperite de sarmaţian, apărînd din nou la zi la Basarabi.

La microscop elementele rulate de gresie glauconitică, din orizontul cu fosfaţi, apare ca fiind formate din cuarţ şi glauconit granular de culoare verde, cu contur neregulat. Cimentul acestei gresii este calcaros, de culoare gălbuie, în masa căruia sînt diseminaţi fosfaţii amorfi, pe care îi găsim de altfel răspîndiţi în toată masa de gresii gălbui, de vîrstă cenomaniană.

Culoarea galbenă a cimentului gresiilor glauconitice este determinată pe de o parte de conţinutul de fosfaţi amorfi fin dispersaţi şi pe de altă parte de pigmentul de limonit. Citeodată aceste gresii, pe lîngă cuarţ şi glauconit, mai conţin şi lamele de plagioclazi.

In general, fosfaţii sînt amorfi şi apar fie diseminaţi în masa cimentului calcaros al gresiilor cenomaniene sau în faciesul cretos senonian (fig. 6), fie că formează pelicule în jurul resturilor fosile sau elementelor de gresie glauconitică rulate (fig. 7).

De obiceiu, collophanul $Ca_3P_2O_8H_2O$, apare sub formă de impregnaţie, iar dahlitul $3Ca_3(PO_4)_2\ 2CaCo_3.H_2O$ formează pelicule.

Din analizele mineralogice, rezultă că fosfaţii sînt cantonaţi în masa carbonaţilor de calciu, sînt bine individualizaţi, fără să existe asociaţii secundare între ei şi alte minerale, care ar putea provoca greutăţi la disociere sau separare.

Din datele de analiză chimică se constată o variație a concentrației de P_2O_5 determinată de gradul de dispersiune al fosfaților în masa rocii.

În ceea ce privește componenții dăunători, conținutul de Fe_2O_3 este redus, fierul întîlnindu-se ca un pigment în masa carbonaților de calciu. Datorită acestui fapt raportul $\frac{Fe_2O_3}{P_2O_5} \cdot 100 < 8$ *) ceea ce dă posibilitatea să poată fi folosit pentru îngrășăminte fosfatice.

— în ceea ce privește volumul de rezerve estimate în baza datelor observației în aflorimente, ele sînt apreciabile, avînd și perspectiva de creștere, dacă se ține seama de faptul că întreg faciesul cretos de culoare galbenă de la baza senonianului este fosforos.

Explorare sistematică, executată în prelungirea aflorimentelor cunoscute, precum și în zona de apariție a depunerilor cenomaniene și senoniene, ce se întîlnesc la est de Medgidia, ar putea aduce precizări în această problemă.

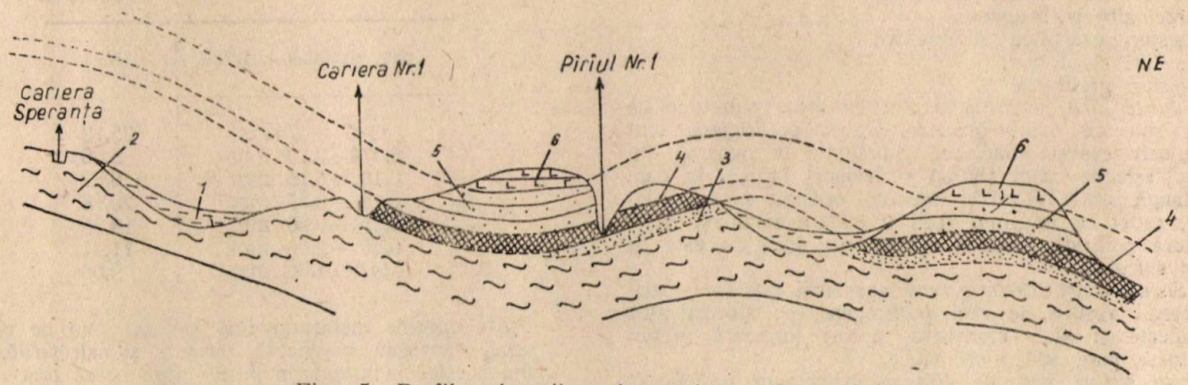


Fig. 5. Profil schematic prin regiunea Cuza Vodă:
1 — Cuaternar; *2* — Aptian; *3* — Gault; *4* — Cenomanian; *5* — Turonian-Cenomanian; *6* — Sarmatian.

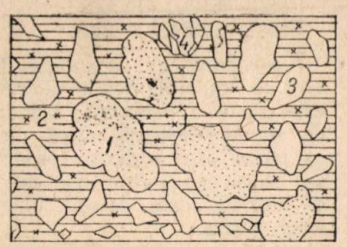


Fig. 6. Secțiune microscopică — 0,3 mm:
1 — glauconit granular; *2* — ciment calcaros cu fosfați amorfi; *3* — cuarț; *4* — granați.
(după M. Kissling).

Concluzii

Din prezentarea sumară a ivirilor de fosfați naturali de la Cuza Vodă, se pot trage următoarele concluzii:

— fosfații naturali apar cantonați în seria depunerilor cenomaniene și senoniene sub formă de pelicule sau dispersați în masa rocei;

— conținutul mediu P_2O_5 și conținutul de Fe_2O_3 foarte mic, fac ca zăcămîntul de la Cuza Vodă să se situeze în grupa zăcămintelor fosfatice;

— tipul de zăcămînt de la Cuza Vodă este analog cu ce se exploatează în departamentele Oise, Somme și Pas de Calais;

— prezența dahlitului și collophanului, fosfați de calciu disociabili, dă posibilitatea ca zăcămîntul de la Cuza Vodă, printr-o simplă măcinare și concentrare să poată fi folosit ca îngrășămînt;

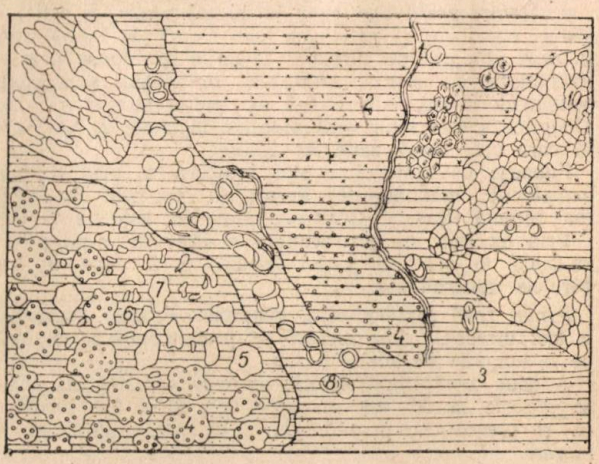


Fig. 7. Secțiune microscopică într-un conglomerat cenomanian. X. 20 ori: după M. Kissling
1 — podolit; *2* — collophan; *3* — ciment calcaros pigmentat cu limonit; *4* — glauconit; *5* — cuarț; *6* — microclin; *7* — cuarț; *8* — globigerine(?) cu pelicule de podolit; *9* — Inoceramus; *10* — filonașe de calcit.

Studiul calcografic al minereurilor complexe piritoase și cuprifere de la Leșul-Ursului (I)

Geolog **I. Samoilă** și ing. **I. Popa**

I. Geologia și petrografia regiunii

Zăcămîntul de la Leșul-Ursului este situat în partea de NE a Moldovei și localizat in complexul metamorfic paleozoic al Carpaților Orientali, constituit din următoarele roci metamorfice epizonale:

1) roci albe porfirogene;
2) șisturi cuarțitice sericitoase;
3) șisturi cloritoase;
4) șisturi grafitoase.

1. *Rocile albe porfirogene* sînt ca benzi puternice de cîteva sute de metri grosime. Rocile porfirogene sînt de culoare cenușie-albicioasă constituite în general din porfiroblaste de cuarț (80%) și feldspat (15%), la care se adaugă sericit, clorit și muscovit orientat după sistuozitate, astfel că imprimă rocii o textură sistuoasă și o structură porfirică. Geneza acestor roci încă nu este pe deplin elucidată.

2. *Sisturi cuarțitice-sericitoase* apar mai ales în coperișul benzii vestice de roci porfirogene, pe alocuri slab cuarțificate și slab cloritoase, uneori formează sisturi sericitoase pure sau muscovitice.

Aceste șisturi sînt de culoare gri-verzuie, cu aspect satinat și cu o structură grano-lepido-blastică și o textură șistoasă.

3. *Sisturi cloritoase* apar în coperișul bancului vestic de roci porfirogene și șisturi cuarțitice sericitoase și în culcușul celui estic. Frecvent aceste șisturi sînt cuarțificate sau au sericit.

4. *Șisturi grafitoase* apar în blocul vestic și estic, de șisturi cuarțitice și cloritoase sub formă de lentile stratiforme, alungite pe direcție. Sisturile grafitoase prezintă intercalații de șisturi cuarțitice sericitoase sau șisturi sericito-cloritoase, sub formă de lentile stratiforme mult alungite. Adeseori ele sînt puternic laminate în porțiunile în care cele două zone se apropie.

Filonașe de lamprofire sînt reprezentate prin diabaze, camptonite, manchiquite, kersantite, vogesite de vîrstă mai recentă triasică. Grosimea filoanelor este de 1—5 m.

Prin lucrările de prospecțiuni și explorări s-au pus în evidență la sectorul Leșul-Ursului, două zone aproape paralele mineralizate.

Prima zonă mineralizată, denumită și zona principală, a fost urmărită prin lucrări de prospecțiuni și explorări pe o lungime de circa 5 km.

A doua zonă mineralizată, aproape paralelă cu prima, se găsește la 50—180 m spre vest și a fost urmărită ca și precedenta prin lucrările de prospecțiuni și explorare.

Zona mineralizată principală reprezintă numai o verigă a unui lanț de zăcăminte și ivîri de pirită cupriferă sau sulfuri complexe din regiunea Carpaților Orientali.

Spre vest de corpul de minereu se găsesc impregnațiile de pirită și calcopirită; impregnațiile cuprifere sînt mai bogate; impregnațiile zonei a doua sînt mai slabe și au o extindere mai mică. Sisturile cloritoase impregnate sufăr îngroșări și efilări pînă la dispariție.

Coperișul zăcămîntului este format din roci porfirogene iar culcușul din șisturi grafitoase. Sisturile cloritoase sau cuarțitice cloritoase impregnate, aflorate la suprafață fac posibilă urmărirea zonei de mineralizare principală și explorarea ei la nord de pîrîul Ursului.

II. Descrierea mineralelor pe sorturi de minereuri

Sortul I. *Minereu complex compact.*

I. *Pirita* (FeS_2), reprezintă mineralul predominant, prezentîndu-se în grăunțe idiomorfe și hipidiomorfe adeseori rotunjite cu dimensiuni variabile de la cîțiva microni pînă la 1—2 mm. Conturele cristalografice ale grăunțelor de pirită sînt frecvent corodate de celelalte minerale venite ulterior și în special de blendă care împreună cu galena și cu calcopirita substituie parțial grăunții de pirită.

Structura aglomerărilor grăunților de pirită este microcristalină porfirică; uneori prezintă și o structură pseudoporfirică, constituită din cristale mari (1—3 mm).

Mărimea grăunților de pirită este indicată în tabela 1.

Tabela 1

Clase granulometrice	%
Ø< 0,074 mm	25,12
0,074—0,10 mm	5,06
0,10 —0,15 mm	9,82
0,15 —0,25 mm	20,18
0,25 —0,50 mm	19,35
0,50 —1.00 mm	11,41
Ø> 1,00 mm	9,06

Pirita conține incluziuni fine sub 0,1 mm de blendă, galenă, mispichel, magnetită, pirotină și calcopirită. Prezența acestor incluziuni în pirită îngreunează procesul de preparare fiind necesară o măcinare avansată.

Parageneze caracteristice ale piritei din minereu compact complex sînt următoarele:

FeS_2 — ZnS — PbS, parageneza cea mai caracteristică;
FeS_2 — SiO_2 — FeAsS;
FeS_2 — $CuFeS_2$ — ZnS.

Fenomenele de substituție. Pirita este substituită frecvent de minerale venite ulterior ei. Astfel substituția FeS este cea mai frecventă; blenda insinuîndu-se după liniile de slabă rezistență, după direcții cristalografice; astfel că pirita este adeseori corodată și cimentată de blendă. De asemenea pirita mai este substituită și de PbS și de $CuFeS_2$ care deseori împreună corodează și cimentează pirita.

2. *Blenda* (ZnS) apare subordonată piritei și se prezintă în grăunți alotriomorfi care au dimensiuni ce variază între 0,05 mm pînă la 1—2 mm, diseminați în gangă sau insinuați printre granulele de pirită pe care le corodează și le substituie parțial, formînd un adevărat ciment al acesteia.

In masa blendei adeseori se formează mici incluziuni (sub 0,1 mm) de calcopirită, galenă și pirită.

Adeseori plajele de blendă conțin incluziuni punctiforme micronice de calcopirită, provenite din imiscibilitatea sistemului ZnS—$CuFeS_2$ (ø 0,01—0,02 mm), ceea ce indică originea hidrotermală a acestor două minerale.

Mărimea grăunților de blendă este indicată în tabela 2.

Tabela 2

Clase granulometrice	%
Ø< 0,074 mm	26,82
0,074—0,10 mm	10,21
0,10 —0,15 mm	13,20
0,15 —0,25 mm	11,42
0,25 —0,50 mm	15,23
0,50 —1,00 mm	12,14
Ø> 1,0 mm	10,98

Parageneze caracteristice ale piritei din minereu compact complex sînt următoarele:

ZnS — FeS_2 — $CuFeS_2$;
ZnS — $CuFeS_2$ — PbS;
ZnS — $CuFeS_2$ — $(CuFeS_2 — CuFe,Zn)_3$ $SbS_{3\text{-}4}$.

Fenomenele de substituție. Blenda este substituită de calcopirită și mai rar de celelalte minerale metalice.

3. *Calcopirita* ($CuFeS_2$) apare în cantitate redusă în granule neregulate, cu dimensiuni cuprinse între 0,1 mm pînă la 1—2 mm care împreună cu blenda și galena, corodează și cimentează grăunții de pirită.

Frecvent, în granulele de calcopirită se găsesc incluziuni de blendă provenite prin imiscibilizare sau resturi de substituție.

De asemenea, în plajele de calcopirită sînt incluziuni circulare de pirotina și tetraedit și mai rar de cuarț și aur.

Asociații și parageneze caracteristice. Calcopirita din masa minereului de la Leșul-Ursului apare în următoarele asociații:

— Ca incluziuni rotunjite (circulare), în pirită și ca borduri la marginile grăunților de pirită. Aceste incluziuni provin prin infiltrarea calcopiritei în pirită;

— Ca incluziuni și în asociații intime cu blenda. Incluziunile de calcopirită în blendă sînt punctiforme cu dimensiuni micronice care sînt provenite prin imiscibilizarea $ZnS — CuFeS_2$. Adeseori plajele de calcopirită asociate cu blenda, corodează și substituie parțial pirita.

Paragenezele sînt următoare:

$CuFeS_2 — ZnS — PbS — FeS_2$
$CuFeS_2 — SiO_2 —$ Clorit
$CuFeS_2 — Au — Cu_3SbS_{3-4}$.

Fenomene de substituție. Substituția cea mai frecventă este a piritei prin calcopirita, aceasta fiind și cauza incluziunilor frecvente și a asociației intime și greu separabile dintre $CuFeS_2$ și FeS_2.

Mărimea grăunților de calcopirită este indicată în tabela 3.

Tabela 3

Clase granulometrice	%
Ø < 0,05 mm	43,20
0,05 — 0,074 mm	27,15
0,074 — 0,10 mm	20,14
0,10 — 0,15 mm	4,49
0,15 — 0,25 mm	5,02

4. *Galena (PbS)* se prezintă în grăunți alotriomorfi cu dimensiuni reduse în general sub 0,3 mm care împreună cu blenda și calcopirita, corodează și cimentează grăunții cu pirită.

Galena apare frecvent ca incluziuni de formă rotunjită, circulară, sub 0,1 mm în pirită, calcopirită și blendă. De asemenea, galena apare și ca mici granule de circa 0,1 mm în calcopirită și în blendă.

Paragenezele caracteristice frecvente ale galenei, sînt următoarele:

$PbS — ZnS — CuFeS_2$
$PbS — CuFeS_2 — FeS_2$
$PbS — CuFeS_2 — FeS_2 — Cu_3\ SbS_{3-4}$.

Tabela 4

Clase granulometrice	%
Ø < 0,074 mm	25,45
0,074 — 0,10 mm	15,30
0,10 — 0,15 mm	40,23
0,15 — 0,25 mm	12,15
0,25 — 0,50 mm	6,87

Mărimea grăunților de galenă este indicată în tabela 4.

5. *Mispichelul* (FeAsS) se prezintă în grăunți idiomorfi (cu conture rotunjite) și în grăunți cu formele neregulate, corodate, izolate în gangă sau alcătuiesc mici agregate de 1 mm.

Mispichelul apare în general, în grăunți idiomorfi diseminați, în gangă, alcătuind agregate care sînt asociate cu pirita, blenda sau calcopirita.

Ca incluziuni mispichelul apare numai în pirită, și cu dimensiuni ce variază între 0,1—0,2 mm.

Mărimea grăunților de mispichel este indicată în tabela 5.

Tabela 5

Clase granulometrice	%
Ø < 0,074 mm	25,23
0,074 — 0,10 mm	6,12
0,10 — 0,15 mm	17,90
0,15 — 0,25 mm	8,34
0,25 — 0,50 mm	19,45
0,50 — 1 mm	18,92
Ø > 1 mm	4,04

6. *Tetraeditul* $(Cu,Fe)_{12}Sb_4S_{13}$ apare subordonat și se prezintă sub forma de:

— incluziuni alotriomorfe, globulare cu dimensiuni sub 0,1 mm, în calcopirită, blendă și galenă;

— mici grăunți de formă alotriomorfă, frecvent asociați cu calcopirita și blenda;

— grăunți allotriomorfi cu dimensiuni de circa 0,1 mm diseminați în masa rocii;

— grăunți alotriomorfi (0,05—0,1 mm) asociați cu calcopirita, blenda și galena, corodează și cimentează împreună cu aceste minerale, pirita, pe care o substituie parțial.

Paragenezele caracteristice frecvente ale tetraeditului, sînt:

$CuFeS_2 — (CuFe)_{12}Sb_4S_{13} — ZnS$
$CuFeS_2 — (CuFe)_{12}Sb_4S_{13} — Au$.

7. *Pirotina* ($Fe_{11}S_{12}$) apare sub formă de incluziuni alotriomorfe (globular-circulare) cu dimensiuni cuprinse între 0,02—0,08 mm, incluse în plajele de calcopirită.

Uneori pirotina prezintă mici incluziuni de circa 0,01—0,03 mm de marcasită, care indică faptul că pirotina este înlocuită de marcasită, rare ori observîndu-se pseudomorfoze.

Paragineza cea mai caracteristică a pirotinei: $Fe_{11}S_{12} — CuFeS_2 — FeS_2$.

8. *Magnetitul* (Fe_3O_4) se prezintă sub forma de incluziuni neregulate în pirită și carcopirită.

Frecvent grăunții de magnetită sînt fisurați și substituiți în general de calcopirită.

Paragineza caracteristică a magnetitei: $FeO_3O_4 — SiO_2 — FeS_2$.

9. *Marcasita* (FeS_2) apare în agregate fibroase, formînd paralele orientate care au dimensiuni de circa 0,1—0,2 mm. Marcasita apare asociată cu pirita, pirotina și cu calcopirita.

Asociația marcasită-pirotină este mai rară, marcasita apare sub formă de mici incluziuni în pirotină, tinzînd să înlocuiască parțial formînd pseudomorfoze.

10. *Bismutina* (Bi_2S_3) apare frecvent în cristale prismatice cu dimensiuni cuprinse între 0,05 mm—0,35 mm, diseminat.

Frecvent bismutina este asociată cu calcopirita și cu blenda.

11. *Molibdenitul* (MoS_2), apare în cristale prismatice care au dimensiuni de 0,1—0,2 mm, asociat cu pirita, în minereu compact-complex.

12. *Aurul* (Au) apare în grăunți de 0,01—0,02 mm, sub forma de incluziuni în calcopirită.

E 1433

Index Alfabetic

A

Anghelescu M.: Substanța B — O nouă contribuție la combaterea silicozei, nr. *2*, p. 55—59.
Anghel V.: Considerații privind terminologia în tehnica fluidizării, nr. *10*, p. 467—470.
Anton Petre: Automatizarea în industria minieră, nr. *11*, p. 486—497.

B

Barbu I.: Cocs din cărbuni necocsificabili. VI. Utilajele semiindustriale pentru realizarea procesului tehnologic, nr. *9*, p. 414—419.
Bădescu I.: Considerațiuni generale asupra ivirilor de fosfați naturali de la Cuza Vodă — Medgidia, nr. *12*, p. 575—577.
Bălulescu Pompiliu: Un nou sistem de semnalizare și darea alarmei în mină, nr. *11*, p. 522—523.
Bărbulescu Adrian: Calculul cinematic al troliilor MEL, nr. *11*, p. 515—518.
Beraru A.: Transportul cu banda covor în abatajele cu front lung la stratele subțiri de cărbune cu înclinare mică, nr. *2*, p. 60—64.
Blum I.: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R.P.R. — VI — Semicarbonizarea ligniților, nr. *9*, p. 402—409.
Blum I.: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși din R.P.R. — VII — Brichetarea cu liant a semicocsului de lignit, nr. *11*, p. 498—503.
Bîrlădeanu Gh.: Determinarea diametrului discului pentru elicea transportorului cu melc, nr. *2*, p. 76—77.
Boday Gabor: Cauzele tehnice ale fărîmițării cărbunilor și consecințele ei economice, nr. *1*, p. 3—14.
Bodnărescu D.: Exploatarea sării prin dizolvarea în sonde după „procedeul ing. Dima", nr. *1*, p. 36—38.
Bonea I.: Precizia azimutelor și a coordonatelor în poligonații și rețele de triangulații după compensare, nr. *8*, p. 369—373.
Bonea I.: Cîteva probleme topografice miniere, nr. *11*, p. 508—511.
Botnarencu A.: Aluviuni cu rutil provenite din cristalinul getic al Carpaților Meridionali, nr. *12*, p. 536—539.
Brana V.: Metale rare și disperse, nr. *11*, p. 519—522.
Bumbu V. Procedee și dispozitive pentru verificarea etanșeității conductelor în timpul montării, nr. *11*, p. 503—508.

C

Catilina R.: Criterii de clasificare a rezervelor de minereuri auro-argintifere cu aur nativ, nr. *10*, p. 442—449.
Cădere R.: Considerații privind forajul de explorare cu sondeuze, nr. *2*, p. 51—55.
Climescu E: Exploatarea sării prin dizolvarea în sonde după „procedeul ing. Dima" nr. *1*, p. 36—38.
Ciucă D.: Pregătirea și exploatarea lignitului din bazinul Cîmpulung, nr. *2*, p. 66—69.
Chira V.: Despre problemele de aeraj ale minei „Petre Gheorghe" Săsar în legătură cu combaterea prafului silicogen, nr. *9*, p. 420—425.
Coch R.: Două rezolvări noi ale retrointersecției, nr. *10*, p. 464—466.
Coriolan Stoica: Hidrocarburile zăcămintelor de cărbuni din bazinul Petroșani, nr. *7*, p. 309—316.

D

Demetrescu A.: Aplicarea rășinilor schimbătoare de ioni la analiza sulfului din minereuri prin metoda Lunge, nr. *10*, p. 473—474.
Dima S.: Aplicarea metodei de flotație colectivă urmată separarea diferențială la minereurile din R.P.R. nr. *5*, p. 235—242.
Dobrescu L.: Tehnologia materialelor folosite în industria nucleară, nr. *4*, p. 155—166.
Dobrescu L.: Prepararea minereurilor de metale rare, nr. *5*, p. 209—215.
Duinea N.: Incercări pentru delimitarea cărbunilor bruni de huile la clasificarea lor, nr. *2*, p. 87—92.
Duinea N.: Considerații asupra sistemului de clasificare internațională a huilelor și asupra metodelor ISO de determinare a proprietăților respective, nr. *3*, p. 140—143.
Duinea N.: Utilizarea metodei sovietice „Sapojnikov" la cercetarea huilelor din R.P.R., nr. *4*, p. 178—188.
Duinea N.: Incadrarea cărbunilor din R.P.R. în clasificarea internațională, nr. *8*, p. 343—369.
Dula A.: Utilizarea nisipului la burarea găurilor la minele din Valea Jiului, nr. *8*, p. 380—381.
Dumitrescu Lola: Dozarea gravimetrică a zirconiului din nisipurile aluvionare, nr. *11*, p. 523—524.

E

Eufrosin C.: Probleme de geometrie minieră în legătură cu proiecția intersecției planului unei falii cu planul unui strat și determinarea direcției unui strat de cărbune întîlnit în două sau trei sondaje, nr. *3*, p. 125—130.

F

Florea M.: Asupra coeficientului de autocolmatare, nr. *10*, p. 460—464.
Fotache Elisabeta: Contribuții la descenușarea ligniților pe cale mecanică, nr. *2*, p. 82—87.

G

Georgescu B.: Hidrociclonul și aplicațiile sale în tehnica preparării minereurilor, nr. *5*, p. 226—234.
Gheorghiu I.: Consfătuirea pe țară: Tehnica nouă în prepararea minereurilor (13—15 decembrie 1957 la Baia Mare), nr. *5*, p. 197—198.
Gligor D.: Aplicarea metodei de flotație colectivă urmată de separarea diferențială la minereurile din R.P.R., nr. *5*, p. 235—242.
Goilav S.: Cîteva observații asupra carotajului electric la sonde în sare, nr. *4*, p. 174—178.
Grosu A.: Zăcămintele de disten din Carpații Meridionali ca bază de materii prime refractare silico-aluminoase, nr. *9*, p. 410—414.

H

Haier E.: Incărcător mecanic pentru abataje cameră, *nr. 8,* p. 374—379.
Höpfner V.: Tipizarea lanțului elevator, nr. *6,* p. 279—283.
Huber Panu I.: Cercetările tehnico-științifice în prepararea minereurilor și dezvoltarea lor în R.P.R., nr. *5,* p. 199—209.

I

Iacubovici R.: Criterii de clasificare a rezervelor de minereuri auro-argentifere cu aur nativ, nr. *10,* p. 442—449.
Ianovici V.: Considerații generale asupra clasificării rezervelor de substanțe utile solide, nr. 10, p. 435—442.
Ianulescu Al.: Criterii de apreciere în vederea punerii în valoare a unui zăcămînt de substanțe minerale utile, nr. *3,* p. 105—111.
Ion I.: Stadiul actual al cercetărilor în domeniul preparării minereurilor feroase și nemetalifere în R.P.R., nr. *6,* p. 257—266.
Ionescu M.: Analiza rațională a minereurilor de plumb, cupru și zinc, nr. *1,* p. 39—44.
Ionescu M.: Aplicarea rășinilor schimbătoare de ioni la analiza sulfului din minereuri prin metoda Lunge, nr. *10,* p. 473—474.
Ionescu N.: Încercări pentru delimitarea cărbunilor bruni de huile la clasificarea lor, nr. *2,* p. 87—92.
Ionescu N.: Contribuții la descenușarea ligniților pe cale mecanică, nr. *2,* p. 82—87.
Ionescu N.: Utilizarea metodei sovietice „Sapojnikov" la cercetarea huilelor din R.P.R., nr. *4,* p. 178—188.
Ionescu N.: Substanțele humice din cărbune. — Formarea, structura și reacțiile substanțelor humice, nr. *6,* p. 284—292.
Ionescu N.: Substanțele humice din cărbune. Prepararea, însușirile și rolul substanțelor humice la formarea și tehnologia cărbunilor, nr. *7,* p. 328—332.
Ionescu N.: Incadrarea cărbunilor din R.P.R. în clasificarea internațională, nr. *8,* p. 343—369.
Ionescu D.: Considerații generale asupra clasificării rezervelor de substanțe utile solide, nr. *10,* p. 435—442.
Iordache S.: Măsurători electrice în sondele de explorare pentru minereuri, nr. *12,* p. 548—549.
Iordache S.: Prospecțiuni radiometrice utilizate în interpretări geologice, nr. *12,* p. 550—551.

K

Kinsky I.: Considerații privind forajul de explorare cu sondeze, nr. *2,* p. 51—55.

L

Lăzărescu I.: Automatizarea operațiilor din instalațiile de preparare a minereurilor, nr. *6,* p. 273—279.
Lețu N.: Considerații asupra raționalizării operațiilor la săparea lucrărilor miniere orizontale în minele din Valea Jiului, nr. *7,* p. 316—327.

M

Martoș F.: Dimensionarea stîlpilor de siguranță cu ajutorul ecuațiilor de aproximație a curbei de profil a albiei de scufundare, nr. *11,* p. 481—486.
Maieru O.: Aluviuni cu rutil provenite din cristalinul getic al Carpaților Meridionali, nr. *12,* p. 536—539.
Miclea Al.: Incărcător mecanic pentru abataje camere, nr. *8,* p. 374—379.
Mihailovici N.: Măsurători electrice în sondele de explorare pentru minereuri, nr. *12,* p. 348—349.
Mirică Gh.: Prospecțiuni radiometrice utilizate în interpretări geologice, nr. *12,* p. 550—551.
Miroslaw S.: Încercări de preparare în medii dense a „minereurilor plumbo-zincoase din Silezia", nr. *4,* p. 147—154.
Mitran Ecaterina: Aplicarea rășinilor schimbătoare de ioni la analiza sulfului din minereuri prin metoda Lunge, nr. *10,* p. 473—474.
Molnar Amărăscu: Cercetarea mișcării apelor freatice cu ajutorul izotopilor radioactivi și al ionilor trasori, nr. *10,* p. 470—473.
Mureșan V.: Evacuarea apelor și a nămolului din bazinele de colectare la exploatarea Petrila, nr. *2,* p. 69—76.
Mureșan V.: Controlul și întreținerea cablurilor de extracție, nr. *3,* p. 131—135.
Murgu M.: Considerații generale asupra clasificării rezervelor de substanțe utile solide, nr. *10,* p. 435—442.

N

Nagy B.: Considerații asupra raționalizării operațiilor la săparea lucrărilor miniere orizontale în minele din Valea Jiului, nr. *7,* p. 316—327.
Nădăban D.: Din sarcinile și realizările trustului de prospecțiuni, explorări și deschideri de mine noi, nr. *12,* p. 535—536.
Negulescu D.: Cîteva considerații privind exploatarea rațională a carierelor de calcar, nr. *4,* p. 166—174.
Nicolaescu D.: Metoda de exploatare a cărbunelui cu front lung pe două aripi și cu transportul prin două plane înclinate paralel suprapuse, nr. *2,* p. 78—81.

O

Olteanu Eufimia: Contribuții la descenușarea ligniților pe cale mecanică, nr. *2,* p. 82—87.

P

Pandelescu C.: Posibilități de aplicare a metodei cu suspensii grele la prepararea minereurilor din R.P.R., nr. *5,* p. 216—226.
Patriciu V.: Propuneri în legătură cu proiectarea unor lucrări de explorare și punere în valoare a zăcămintelor de fier din regiunea Poiana Ruscă, nr. *12,* p. 563—569.
Pătrașcu M.: Studiul mineralogic al rocilor din bazinul de cărbuni al Văii Jiului și importanța lui pentru lupta împotriva silicozei, nr. *1,* p. 30—36.
Pigui I.: Considerații asupra pericolului prafului în atmosfera locurilor de muncă din industria extractivă, nr. *1,* p. 15—30.
Popa A.: Criterii de clasificare a rezervelor de minereuri auro-argentifere cu aur nativ, nr. *10,* p. 442—449.
Popa E.: Stadiul actual al cercetărilor în domeniul preparării minereurilor feroase și nemetalifere în R.P.R., nr. *6,* p. 257—266.
Powell F. C.: Declarația Federației Mondiale a Oamenilor de Știință cu privire la armele nucleare, nr. *6,* p. 249.
Popa I.: Studiul calcografic al minereurilor complexe piritoase și cuprifere de la Leșul-Ursului, nr. *12,* p. 578—579.

R

Raio D.: Date asupra geologiei regiunii miniere Madan, nr. *7,* p. 297—308.
Rădulescu P.: Problemele actuale ale învățămîntului minier, nr. *3,* p. 136—139.
Rosenberg M.: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni lemnoși (ligniți) din R.P.R. — VI — Semicarbonizarea ligniților, nr. *9,* p. 402—409.
Rosenberg M.: Cu privire la unele aspecte tehnico-economice ale prelucrării și valorificării cărbunilor bruni

lemnoşi (ligniţi) din R.P.R. — VII — Brichetarea cu liant a semicocsului de lignit, nr. *11*, p. 498—503.

S

Scripăţ V.: Aluviuni cu rutil provenite din cristalinul getic al Carpaţilor Meridionali, nr. *12*, p. 536—539.
Socolescu M.: Asupra mineralizaţiei de la Cobăşel — Rodna Veche, nr. *12*, p. 539—548.
Socolescu M.: Prospecţiuni radiometrice utilizate în interpretări geologice, nr. *12*, p. 550—551.
Samoilă I.: Studiul calcografic al minereurilor complexe piritoase şi cuprifere de la Leşul-Ursului, nr. *12*, p. 578—579.
Superceanu C.: Studiul calcografic asupra mineralizaţiei cuprifere de la Deva-Transilvania, nr. *3*, p. 112—125.
Superceanu C.: Zăcămintele de disten din Carpaţii Meridionali, ca bază de materii prime refractare silico-aluminoase, nr. *9*, p. 410—414.
Superceanu C.: Aluviuni cu rutil provenite din cristalinul getic al Carpaţilor Meridionali, nr. *12*, p. 536—539.
Superceanu C.: Asupra mineralizaţiei de la Cobăşel-Rodna Veche, nr. *12*, p. 539—548.
Superceanu C.: Skarne vezuvianice şi granatice cu conţinut de beriliu şi bor în zăcământul de contact de la Ciclova — Banatul de sud-vest, nr. *12*, p. 552—562.

T

Teich I.: Probleme actuale ale învăţământului minier, nr. *3*, p. 136—139.
Teodorescu Narcisa: Cocs din cărbuni necocsificabili — VI — Utilaje semiindustriale pentru realizarea procesului tehnologic, nr. *9*, p. 414—419.
Tomescu N.: Permeametrul universal TGL, nr. *10*, p. 456—459.
Tomov I.: Îmbunătăţirea indicilor de flotare prin folosirea reactivilor colectori în amestec, nr. *10*, p. 449—455.
Tot S.: Consideraţii asupra raţionalizării operaţiilor la săparea lucrărilor miniere orizontale în minele din Valea Jiului, nr. *7*, p. 316—327.

V

Viclea S.: Organizarea lucrului la galeriile săpate în steril în vederea accelerării vitezelor de înaintare, nr. *2*, p. 64—66.
Vanci Gh.: Consideraţii tehnico-economice privind valorificarea minereurilor prin prepararea lor mecanică, nr. *6*, p. 250—257.
Vlad P.: Unele aspecte privind tehnica nouă în domeniul preparării minereurilor din U.R.S.S., nr. *6*, p. 266—273.
Vlaicu Z.: Asupra mineralizaţiei de la Cobăşel — Rodna Veche, nr. *12*, p. 539—548.
Vlaica Valentina: Prospecţiuni geochimice în vederea identificării de noi zăcăminte cuprifere în regiunea Bălan, nr. *12*, p. 570—575.
Vodislav C.: Construcţia ventilatoarelor centrifuge în zona turaţiilor specifice mari, nr. *11*, p. 512—515.
Voronca A.: Rezultate obţinute prin măsurătorile geofizice aplicate în găurile de sondă în prospectarea cărbunilor, nr. *9*, p. 387—401.

W

Woicieeh S.: Incercări de preparare în medii dense a minereurilor plumbo-zincoase din Silezia, nr. *4*, p. 147—154.

Recenzii

Colan C.: Pe marginea unui studiu de economie minieră, nr. *8*, p. 380.

Din activitatea A.S.I.T.

* * * : Consfătuirea A.S.I.T. cu privire la criteriile de clasificare a rezervelor de substanţe minerale utile, cu aplicare la zăcămintele din R.P.R., nr. *9*, p. 425—426.

Ocazionale

* * * : Şedinţa Consiliului Central A.S.I.T. din 16 februarie 1958, nr. *3*, p. 99—102.
* * * : Mesaj către oamenii de ştiinţă, nr. 3, p. 103—104.
* * * : 1 Mai, nr. *5*, p. 195—198.
* * * : Un deceniu glorios, nr. *6*, p. 247—248.
* * * : O declaraţie a profesorului Frédéric Joliot-Curie ,nr. *6*, p. 249.
* * * : Ridicarea nivelului activităţii cercurilor A.S.I.T., nr. *7*, p. 295—296.
* * * : 23 August, nr. *8*, p. 339—340.
* * * : 10 august, Ziua minerului, nr. *8*, p. 341—342.
* * * : La a 41 aniversare a Marii Revoluţii Socialiste din Octombrie, nr. *11*, p. 479—480.
* * * : 30 Decembrie: Aniversarea împlinirii a 11 ani de la proclamarea R.P.R., nr. *12*, p. 533.

Cronică

* * * : Bazinul carbonifer Celeabinsk a împlinit 50 de ani de existenţă, nr. *4*, p. 192.
* * * : 24 de ani de activitate a minei de cărbuni „Kirov", nr. *4*, p. 192.
* * * : Modelarea structurii geologice a cîmpurilor miniere, nr. *4*, p. 192.

* * * : Prof. dr. ing. Habil M. Stamatiu, nr. *11*, p. 528.

Documentare

Nr. *1*, p. 43—48. nr. *2*, p. 92—96. nr. *3*, p. 143—144; nr. *5*, p. 243—245; nr. *6*, p. 292—293; nr. *7*, p. 333—336; nr. *8*, p. 383—384; nr. *9*, p. 427—429; nr. *10*, p. 475—477. nr. *11*, p. 524—527.

Se face cunoscut celor interesaţi că A.S.I.T. pune la dispoziţie colecţii complecte pe anul 1958 din următoarele reviste: CONSTRUCŢII, TELECOMUNICAŢII, TRANSPORTURI, MINE, INDUSTRIA UŞOARĂ, INDUSTRIA LEMNULUI, AUTOMATICA ŞI ELECTRONICA, HIDROTEHNICA.

Deasemeni revista PETROL ŞI GAZE 1958 fără nr. 3 şi revista CHIMIE 1958 fără nr. 2.

Revistele CELULOZA ŞI HÎRTIE pe semestrul I 1958 şi revista PĂDURI pe semestrul II 1958.

Colecţia completă pe un an pentru membrii ASIT ingineri şi tehnicieni costă lei 30, iar pentru întreprinderi şi instituţii lei 96. Gazeta „Tehnica Nouă" lei 26 pe un an. Plata se poate face prin mandat poştal sau prin virament pe adresa: ASIT — Calea Victoriei nr. 118, Bucureşti, cont virament nr. 071.012 BRPR — DOC, telefon 14.06.24.

ORSZÁGOS MŰSZAKI

REVISTELE ASIT TEHNICE

Abonați-vă

la revistele tehnice elaborate de A.S.I.T. în colaborare cu departamentele industriale

1959

- Automatica şi Electronica
- Celuloză şî Hîrtie
- Electrotehnica
- Energetica
- Hidrotehnica
- Industria Alimentară – Produse Animale
- Industria Alimentară – Produse Vegetale
- Industria Lemnului
- Industria Textilă
- Industria Uşoară
- Metalurgia şi Construcţia de Maşini
- Petrol şi Gaze
- Revista de Chimie
- Revista Construcţiilor şi a Materialelor de Construcţie
- Revista Minelor
- Revista Pădurilor
- Revista Transporturilor
- Telecomunicaţii

Un abonament anual pentru ingineri şi tehnicieni lei 30, pentru biblioteci, instituţii, combinate tehnice etc. lei 100, prin cont virament Nr. 071012 DOC B.R.P.R.

Abonamentele se primesc la sediul Consiliului Central ASIT din Calea Victoriei nr. 118.

P. 2, c. 4089

LEI 5